

UNIVERSITÉ DU QUÉBEC EN ABITIBI-TÉMISCAMINGUE

CARACTÉRISATION HYDROGÉOTECHNIQUE DES MÉLANGES PASTE ROCK

MÉMOIRE

PRÉSENTÉ

COMME EXIGENCE PARTIELLE

DE LA MAÎTRISE SUR MESURE EN MINES ET ENVIRONNEMENT

PAR

EMMA CHARBONNEAU

DÉCEMBRE 2019

DÉDICACE

À Martine.

*« Le possible et l'impossible ne sont souvent qu'une seule et même chose
vue sous deux angles différents »*

C. Paolini

REMERCIEMENTS

Je tiens tout d'abord à remercier mon directeur de recherche Bruno Bussière pour m'avoir permis de réaliser mon projet de maîtrise sous sa supervision. Sa disponibilité, sa confiance et la pédagogie avec laquelle il m'a guidé tout au long du cheminement sont remarquables. Un grand merci aussi à Ward G. Wilson de l'Université d'Alberta à Edmonton pour m'avoir accueilli une session en stage et m'avoir permis d'apprendre de sa grande expérience dans le monde minier international.

Je souhaite remercier tout particulièrement le personnel de l'URSTM-IRME pour leur pédagogie, leur patience et leur éternelle bonne humeur. Leur savoir-faire et appui constant rendent les travaux de laboratoire très enrichissants. Leur accueil, leur expérience et leurs compétences rendent les travaux de laboratoire réalisables dans une ambiance de travail chaleureuse. Une si belle équipe de travail est un bien rare et précieux!

Merci à la mine Canadian Malartic pour sa collaboration, entre autres en fournissant les matériaux miniers utilisés dans mes travaux, et en valorisant la recherche liée à la restauration minière en générale.

J'aimerais témoigner toute ma gratitude à Ann Gervais et Isabelle Colin dont le dévouement et le professionnalisme permettent chaque année à de nombreux étudiants étrangers de venir étudier à Rouyn Noranda. Leur précieuse aide permet de mieux appréhender la complexité des rouages administratifs liés à l'Immigration.

J'aimerais remercier mes amis et collègues étudiants de l'UQAT dont la simple présence a rendu cette expérience possible. Quoi de mieux qu'être bien entouré et étudier à plusieurs à toutes heures du jour et de la nuit! Un merci spécial à ma chère amie Chloé G. Larochelle qui rougira en lisant ces mots, mais dont la grande générosité de cœur et d'esprit est à souligner.

J'aimerais pour finir rendre hommage à ma famille dont le soutien constant et les encouragements ont été bienveillants et rassurants. Plein d'amour et de gratitude à mes parents et ma grande sœur pour m'avoir transmis leur curiosité et ouverture d'esprit sur le monde.

RÉSUMÉ

L'industrie minière est sujette à de nombreux défis liés à ses rejets miniers qu'elle produit en quantités considérables, particulièrement les stériles et les résidus miniers. Ceux-ci sont la source de problématiques environnementales en raison de la manière dont ils sont entreposés, soit principalement à la surface du sol sous forme de pulpe pour les résidus et sous forme de haldes pour les stériles. Ces méthodes de déposition génèrent des risques pour l'environnement. Les nombreuses ruptures de digues de parcs à résidus dues à leur instabilité physique et la génération de pollution telle que le drainage minier acide des parcs et des haldes à stériles dues à leur instabilité géochimique poussent les minières à trouver des solutions alternatives d'entreposage et de gestion des rejets miniers plus adaptées et efficaces. Le paste rock est une méthode de gestion émergente des résidus et des stériles miniers qui pourrait permettre une exploitation des ressources minérales plus sécuritaire d'un point de vue environnementale, mais aussi à des coûts compétitifs. Plus d'études sont cependant nécessaires avant de pouvoir en faire une application généralisée.

Les mélanges paste rock sont un mélange homogène de stériles et résidus miniers visant à obtenir les propriétés géotechniques des stériles via une bonne résistance mécanique et les propriétés hydrogéologiques des résidus via une bonne capacité de rétention d'eau et une faible conductivité hydraulique saturée. Le projet de recherche présenté dans ce mémoire avait pour objectif principal de caractériser un matériau, le paste rock, pouvant potentiellement être utilisé comme nouveau matériau de stockage ou de construction sur le site minier (dans les routes, les digues de parc à résidus ou encore comme matériau de recouvrement).

Les matériaux miniers utilisés dans l'étude proviennent de la mine Canadian Malartic, située à environ 80 km à l'est de Rouyn-Noranda. Les matériaux ont d'abord été caractérisés individuellement afin de connaître leurs propriétés physiques, hydrogéologiques et minéralo-chimiques. Des ratios de stériles/résidus entre 2,4 et 4,8 pour 1 ont été caractérisés à différents pourcentages solides de résidus (de 68 à 78 %). La granulométrie, les paramètres de compactage Proctor, les densités relatives et la résistance au cisaillement direct ont été déterminés pour la caractérisation du comportement géotechnique. Des essais de conductivité hydraulique saturée ont été menés pour évaluer le comportement hydrogéologique des mélanges. Les résultats de ces essais de caractérisation ont montré que les mélanges paste rock étudiés se comportent comme des stériles au niveau des résistances mécaniques et comme des résidus en termes de conductivité hydraulique saturée. Afin de pousser la caractérisation hydrogéologique plus loin, une évaluation de la propension à la suffusion a été réalisée à l'aide d'essais de perméabilité sur des mélanges paste rock de fractions 0-20 mm. Ces essais ont permis de montrer que les mélanges paste rock sont sensibles au phénomène de suffusion et que le risque apparaît pour tous les ratios étudiés à partir d'un gradient autour de 3,5. Cependant, la migration des particules fines n'a pas d'impact significatif sur la conductivité hydraulique saturée des mélanges. Des méthodes de prédiction disponibles dans la littérature ont permis d'appuyer ces résultats de laboratoire et confirmer la sensibilité des mélanges au phénomène de suffusion.

Les travaux réalisés sur les mélanges de paste rock constitués de stériles (0-50 mm) et de résidus de la mine Canadian Malartic (75% solide) ont montré qu'il est possible de créer un mélange ayant les propriétés hydrogéologiques des résidus et les propriétés mécaniques des stériles. Cependant, le paste rock ne doit pas subir de gradient hydraulique important en raison du potentiel de suffusion. Il est recommandé de poursuivre les essais de caractérisation en comparant des données de laboratoire avec

celles de terrain afin de savoir si des conditions réelles favoriseraient ou non le déclenchement du phénomène de suffusion.

TABLE DES MATIÈRES

DÉDICACE	II
REMERCIEMENTS	III
RÉSUMÉ	V
TABLE DES MATIÈRES	VIII
LISTE DES TABLEAUX.....	XIII
LISTE DES FIGURES.....	XVI
LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS	XXII
CHAPITRE 1 INTRODUCTION	1
1.1 Problématique des rejets miniers.....	1
1.1.1 Le drainage minier acide	2
1.1.2 Nouvelles approches de gestion des rejets miniers	2
1.2 Contexte et objectifs de l'étude	4
1.3 Structure du mémoire	5
1.4 Retombées potentielles.....	6
CHAPITRE 2 REVUE DE LA LITTÉRATURE.....	7
2.1 Introduction sur les mélanges paste rock	7
2.1.1 Influence du ratio stériles : résidus des mélanges	8
2.1.2 La théorie des mélanges	10

2.2 Propriétés des composantes (résidus miniers et stériles miniers) des mélanges paste rock	11
2.2.1 Les résidus miniers.....	11
2.2.2 Les stériles miniers.....	17
2.3 Connaissances sur les mélanges paste rock.....	20
2.3.1 Caractéristiques physiques et mécaniques	23
2.3.2 Caractéristiques hydrogéologiques	29
2.4 Étude de mélanges de sols aux comportements hydrogéotechniques similaires à ceux des mélanges paste rock.....	33
2.5 Propension au phénomène de suffusion	38
2.6 Besoin en recherche	48
CHAPITRE 3 MATÉRIAUX ET MÉTHODES	49
3.1 Matériaux à l'étude.....	49
3.2 Caractérisation physique des composantes des mélanges paste rock.....	50
3.2.1 Granulométrie.....	50
3.2.2 La densité relative des grains	53
3.3 Caractérisation hydrogéologique des composantes des mélanges paste rock..	54
3.3.1 La conductivité hydraulique saturée	54
3.3.2 La courbe de rétention d'eau.....	59
3.4 Caractérisation chimique et minéralogique des composantes des mélanges paste rock	66
3.4.1 Analyse ICP-AES.....	66
3.4.2 Analyse soufre – carbone	68

3.4.3	Analyse Diffraction rayon X (DRX).....	70
3.4.4	Réconciliation minéralogique	71
3.5	Préparation et méthode de caractérisation des mélanges paste rock	72
3.5.1	Ratios de mélange stériles : résidus testés et pourcentage solide des résidus 72	
3.5.2	Étude des paramètres physiques et mécaniques	75
3.5.3	Étude de la conductivité hydraulique saturée.....	84
CHAPITRE 4 RÉSULTATS DE CARACTÉRISATION DES MÉLANGES PASTE ROCK 89		
4.1	Granulométrie et densité relative des grains	89
4.1.1	Granulométrie.....	89
4.1.2	Densité relative des grains.....	92
4.2	Essais de compactage	93
4.2.1	Résultats de caractérisation	93
4.2.2	Ajustement des courbes Proctor	95
4.3	Essais de perméabilité	97
4.3.1	Caractérisation visuelle des différents mélanges testés.....	97
4.3.2	Résultats des essais de perméabilité.....	100
4.3.3	Comparaison avec les méthodes de prédictions	102
4.3.4	Comparaison avec les composantes seules et la littérature	105
4.4	Prédiction de la porosité avec la théorie des mélanges	106
4.5	Courbe de rétention d'eau	107
4.6	Essais de cisaillement direct.....	108

4.7 Défis rencontrés au laboratoire	114
CHAPITRE 5 SUSCEPTIBILITÉ À LA SUFFUSION DES MÉLANGES PASTE ROCK	118
5.1 Préparation du matériel	118
5.2 Résultats de la caractérisation physique.....	119
5.2.1 Courbes granulométriques.....	119
5.2.2 Essai de compactage.....	121
5.3 Résultats de caractérisation hydrogéologique	123
5.3.1 Essais de perméabilité	123
5.3.2 Masses de solides récupérées à la sortie des perméamètres.....	126
5.4 Résultats des prédictions de la propension à la suffusion	128
CHAPITRE 6 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS.....	137
6.1 Synthèse des travaux	137
6.2 Conclusions et principales contributions.....	138
6.3 Recommandations	140
RÉFÉRENCES.....	142
ANNEXES	155
ANNEXE A – RÉSULTATS GRANULOMÉTRIQUES DES MÉLANGES PASTE ROCK DE FRACTIONS 0-50 MM.....	156
ANNEXE B – RÉSULTATS GRANULOMÉTRIQUES DES MÉLANGES PASTE ROCK DE FRACTIONS 0-20 MM.....	168
ANNEXE C – DENSITÉ RELATIVE DES RÉSIDUS MCM	175
ANNEXE D – DENSITÉ RELATIVE DES STÉRILES CPO.....	176

ANNEXE E – ESSAIS DE COMPACTAGE PROCTOR SUR LES MÉLANGES DE FRACTION 0-50 MM.....	177
ANNEXE F – ESSAIS DE COMPACTAGE PROCTOR SUR LES MÉLANGES DE FRACTION 0-20 MM.....	178
ANNEXE G – ESSAIS DE CISAILLEMENT DIRECT	179
ANNEXE H – RÉSULTATS DES ESSAI DE CONDUCTIVITÉ HYDRAULIQUE SATURÉE SUR LES FRACTIONS 0-50 MM	215
ANNEXE I – ESSAIS DE CONDUCTIVITÉ SUR LES MÉLANGES PASTE ROCK DE FRACTION 0-20 MM.....	216

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 2.1 : Résultats de caractérisation hydrogéologique d'échantillons en place et remaniés provenant de mines de roches dures (Bussière, 2007).....	16
Tableau 2.2 : Principaux travaux de laboratoire et de terrain existants sur les mélanges paste rock (traduit de Charbonneau et al. (2018)).....	21
Tableau 2.3 : Récapitulatif des indices de compressions (Cc) (Wickland, 2006).....	27
Tableau 2.4 : Principes et caractéristiques des mélanges paste rock (adapté de Bussière, 2007)	32
Tableau 2.5 : Équations des coordonnées des points A, B, C, E et F	42
Tableau 2.6 : Détail des équations proposées par Wan et Fell (2008) pour calculer la probabilité d'occurrence de la suffusion	45
Tableau 3.1 : Classe granulométrique des matériaux selon le coefficient d'uniformité (d'après Holtz et Kovacs (1991)).....	51
Tableau 3.2 : Paramètres granulométriques des matériaux étudiés	53
Tableau 3.3 : Paramètres D_r des matériaux étudiés.....	54
Tableau 3.4 : Paramètres de conductivité hydraulique saturée et porosité pour les matériaux étudiés	59
Tableau 3.5 : principales formules du modèle KM.....	63
Tableau 3.6 : Paramètres de rétention d'eau pour les matériaux étudiés	65
Tableau 3.7 : Résultats ICP-AES des matériaux étudiés	67

Tableau 3.8 : résultats de caractérisation chimique des matériaux étudiés.....	69
Tableau 3.9 : Données brutes de l'analyse quantitative minéralogique via TOPAS pour les matériaux étudiés.....	71
Tableau 3.10 : Réconciliations minéralo-chimiques pour les matériaux étudiés.....	72
Tableau 4.1 : Paramètres granulométriques.....	90
Tableau 4.2 : Densité relative des mélanges paste rock étudiés et leurs composantes	93
Tableau 4.3 : Paramètres de compactage des mélanges paste rock étudiés.....	94
Tableau 4.4 : Pourcentage de particules de fraction supérieure à 20 mm (P_o).....	96
Tableau 4.5 : Résultats d'ajustement des paramètres de compactage.....	97
Tableau 4.6 : Résultats des essais de perméabilité réalisés sur les mélanges paste rock	100
Tableau 4.7 : k_{sat} mesurées et prédites sur les différents mélanges à l'étude.....	103
Tableau 4.8 : Comparaison des valeurs de k_{sat} des mélanges paste rock avec celles des composantes.....	105
Tableau 4.9 : Paramètres de la théorie des mélanges appliqués aux ratios de mélanges paste rock étudiés et résultats de prédiction.....	106
Tableau 4.10 : Paramètres mécaniques des mélanges paste rock étudiés.....	110
Tableau 4.11 : Angle de friction interne effectif des mélanges paste rock étudiés...	111
Tableau 4.12 : Paramètres de Wan et Fell (2008) inspirés de Burenkova (1983) pour l'étude de la propension à la suffusion des mélanges paste rock.....	116
Tableau 5.1 : Paramètres granulométriques.....	121
Tableau 5.2 : Paramètres de compactage des mélanges paste rock étudiés.....	122

Tableau 5.3 : Résultats des essais de perméabilité réalisés sur les mélanges paste rock	124
Tableau 5.4 : Masse de solides récupérée pour chaque gradient appliqué à chaque mélange paste rock étudié	127
Tableau 5.5 : Diamètres A des mélanges paste rock étudiés en fonction de la méthode de prédiction utilisée pour déterminer le risque de suffusion	131
Tableau 5.6 : Coordonnées des points selon la prédiction de la suffusion pour le ratio de mélange paste rock 2,4-1	132
Tableau 5.7 : Coordonnées des points selon la prédiction de la suffusion pour le ratio de mélange paste rock 3-1	133
Tableau 5.8 : Coordonnées des points selon la prédiction de la suffusion pour le ratio de mélange paste rock 3,6-1	134
Tableau 5.9 : Comparaison des résultats des méthodes de prédiction de la suffusion pour les fractions 0-20 mm et 0-50 mm étudiés et ce pour chaque ratio de mélange paste rock étudié.....	135

LISTE DES FIGURES

Figure 2.1 : Représentation schématique de la structure d'un mélange de particules (Wickland et al., 2006).....	8
Figure 2.2 : Méthode de construction de digue a) amont, b) aval, c) axe central (Vick, 1983)	12
Figure 2.3 : Distribution granulométrique de 9 échantillons de résidus provenant de mine de roches dures du Canada avant déposition dans une aire de stockage (Bussière, 2007)	14
Figure 2.4 : Vue en section d'une halde à stériles avec une ségrégation le long de la pente et une stratification interne des matériaux (Aubertin et al., 2002)	17
Figure 2.5 : Rapport entre les proportions de volumes et ratios de mélanges (Wickland et al., 2006).....	23
Figure 2.6 : Courbe granulométrique d'un stérile, de résidus, et d'un mélange (Khalili et al., 2010).....	24
Figure 2.7 : Courbes granulométriques d'un stérile, de résidus et d'un mélange (calculée et mesurée) (Wickland et al., 2010).....	24
Figure 2.8 : Évolution de l'indice des vides en fonction de la contrainte verticale effective testés sur des résidus, stériles et mélanges de différents ratios (Wickland et al., 2006).....	26
Figure 2.9 : Angle de frottement interne effectif en fonction du ratio de mélanges (Jehring et al., 2016).....	28

Figure 2.10 : Courbe de rétention d'eau de résidus et d'un mélange (Wilson et al., 2002) et d'un stérile (Martin, 2004) (Bussière, 2007, d'après Wilson (2002)).....	30
Figure 2.11 : Influence du gradient sur la conductivité hydraulique de différentes compositions de matériel (Seghir et al., 2014).....	34
Figure 2.12 : Évolution de la conductivité hydraulique selon le gradient et la proportion de kaolinite dans le mélange (Seghir et al., 2014)	35
Figure 2.13 : Comparaison des porosités prédites en fonction du pourcentage de particules fines et de la porosité mesurées par (a) Hernandez (2007) et (b) Ouangrawa (2007) (Koffi et al., 2008).....	36
Figure 2.14 : Comparaison des conductivités hydrauliques saturées prédites et mesurées dans mélange de résidus miniers (Koffi et al., 2008).....	37
Figure 2.15 : Exemple d'une courbe granulométrique avec l'expression des trois courbes de prédiction de suffusion de Kezdi (1969), Sherard (1979) et Kenney et Lau (1985) (adapté de Chapuis et Saucier (2019))	40
Figure 2.16 : Illustration du critère d'instabilité interne (adapté de Chapuis (1992))	41
Figure 2.17 : Évaluation du procédé de suffusion au regard des résultats de tests (Burenkova, 1993).....	43
Figure 2.18 : Probabilité d'occurrence du phénomène d'instabilité interne pour les sols silt-sable-gravier avec des teneurs en argile plastique limitées (Wan et Fell, 2008)	44
Figure 2.19 : Méthode alternative de la mise en évidence du potentiel de suffusion pour un sol silt-sable-gravier à granulométrie étalée (Wan et Fell, 2008)	46
Figure 2.20 : Dispositif expérimental de mesure de propension à la suffusion (Wan et Fell, 2008)	47
Figure 3.1 : Courbes granulométriques des stériles CPO et résidus MCM	52

Figure 3.2 : Perméamètre à paroi rigide pour essai de conductivité hydraulique à charge variable, photographie au laboratoire du montage réel	55
Figure 3.3 : Perméamètre à paroi rigide pour essai de conductivité à charge constante, photographie au laboratoire (Larochelle 2018).....	56
Figure 3.4 : Montage expérimental de montage et détail de la cellule Tempe	60
Figure 3.5 : Courbe de rétention d'eau des résidus MCM	64
Figure 3.6 : Courbe de rétention d'eau des stériles CPO	65
Figure 3.7 : Préparation des mélanges paste rock	74
Figure 3.8 : Test visuel de conformité de texture du paste rock	75
Figure 3.9 : Organigramme des étapes de la caractérisation granulométrique des mélanges.....	76
Figure 3.10 : a) Granulomètre sec pour les fractions de 40 mm à 5 mm, b) tour vibrante sèche pour les fractions de 5 mm à 0,315 mm à droite	77
Figure 3.11 : Séparateur manuel sec	78
Figure 3.12 : Tour vibrante humide	78
Figure 3.13 : a) Outils pour montage de l'essai et b) Variation des teneurs en eau massique d'un mélange	80
Figure 3.14 : Schéma d'une boîte de cisaillement	81
Figure 3.15 : Boîte de cisaillement de grande échelle utilisée pour les matériaux grossiers	82
Figure 3.16: Courbe de contrainte déformation avec mise en évidence des paramètres de résistance au cisaillement (Meftah et Ben Ali, 2016)	83
Figure 3.17 : Montage des colonnes de perméabilité pour les mélanges paste rock ..	85

Figure 3.18 : Essai de conductivité hydraulique saturée sur les mélanges paste rock de fraction 0-50 mm.....	86
Figure 3.19 : Photographie du montage de l'essai de conductivité à charge variable pour les mélanges paste rock sur fraction 0-20 mm.....	87
Figure 4.1 : Courbes granulométriques des quatre ratios de mélanges paste rock étudiés	90
Figure 4.2 : Courbes granulométriques des mélanges paste rock, des stériles CPO, résidus MCM et mélanges paste rock tirés de la littérature	92
Figure 4.3 : Courbes Proctor des mélanges paste rock étudiés (dans la légende Ratio_Cw%)	94
Figure 4.4 : Comparaison des courbes Proctor pour les ratios 3-1 de fraction 0-50 mm et 0-20 mm (dans la légende Ratio_Cw%).....	96
Figure 4.5 : Étude visuelle au montage (ligne 1) puis démontage (ligne 2) des colonnes de perméabilité pour chaque ratio étudié	98
Figure 4.6 : Étude visuelle au montage (ligne 1) puis démontage (ligne 2) des colonnes de perméabilité pour le ratio 2,4-1 aux différents pourcentages solides de résidus étudiés	99
Figure 4.7 : Évolution du k_{sat} en fonction de la quantité de stériles dans le mélange	101
Figure 4.8 : Évolution du k_{sat} en fonction de C_w (%) dans le mélange pour un même ratio	101
Figure 4.9 : Comparaison des k_{sat} mesurées au laboratoire et prédites avec le modèle proposé par Mbonimpa et al. (2002).....	104
Figure 4.10 : Boîte de cisaillement utilisée pour les essais sur les mélanges paste rock	108
Figure 4.11 Courbes de contrainte déformation des mélanges paste rock étudiés....	109

Figure 4.12 : Courbe enveloppe à la rupture pour les mélanges paste rock étudiés .	111
Figure 4.13 : Comparaison des Φ' des mélanges paste rock étudiés avec celui d'un stérile typique pris de la littérature.....	112
Figure 4.14 : Paramètres mécaniques comparés avec la littérature	113
Figure 4.15 : Essais de conductivité hydraulique saturée, a) migration de particules au travers de la plaque perforée supérieure, b) démantèlement de colonne mélange 2,4-1 avec $C_w = 75\%$ et c) idem pour 3-1 avec $C_w = 75\%$	115
Figure 4.16 : Potentiel d'instabilité des mélanges paste rock étudiés.....	116
Figure 5.1 : Tamisage de la fraction 20-50 mm des roches stériles CPO	119
Figure 5.2 : Courbes granulométriques des trois ratios de mélanges paste rock étudiés	120
Figure 5.3 : Courbes Proctor des mélanges paste rock étudiés.....	122
Figure 5.4 : Essai de conductivité hydraulique saturée sur les mélanges paste rock de fraction 0-20 mm.....	123
Figure 5.5 : Évolution du rapport $k_{sat} \text{ mesurée} / k_{sat0}$ des conductivités hydrauliques saturées en fonction du gradient pour les mélanges paste rock étudiés	125
Figure 5.6 : Récupération des eaux en sortie des colonnes de perméabilité pour chaque gradient de chaque essai.....	126
Figure 5.7 : Masses de fines recueillies en fonction du gradient appliqué sur les colonnes de perméabilité.....	128
Figure 5.8 : Identification du diamètre des particules qui sépare la fraction grossière de la fraction fine du mélange 2,4-1	129
Figure 5.9 : Identification du diamètre des particules qui sépare la fraction grossière de la fraction fine du mélange 3-1	130

Figure 5.10 : Identification du diamètre des particules qui sépare la fraction grossière
de la fraction fine du mélange 3,6-1..... 130

LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS

A	Aire, diamètre interne du perméamètre [L ²]
a	Aire, diamètre interne de la burette graduée [L ²]
ABA	Acid-base accounting
a _c	Paramètre lié aux propriétés géotechniques (modèle MK)
AEV	Valeur d'entrée d'air
AMD	Acid mine drainage
AP	Acid-generation potential
ASTM	American society for testing materials
a _v	Paramètre d'ajustement du modèle de van Genuchten (1980)
c'	Cohésion effective
C _C	Coefficient de courbure [-]
C _c	Coefficient de compressibilité
C _G	Constante (C _G = 0,1) (modèle KCM)
CRE	Courbe de rétention d'eau
C _U	Coefficient d'uniformité [-]
C ₁	Facteur de forme (modèle de Taylor 1948)
C _w	Pourcentage solide des résidus
D _H	Diamètre équivalent des grains [L]

DL	Limite de détection
DMA	Drainage minier acide
D_r	Densité relative des grains solides
DRX	Diffraction des rayons X
D_{10}	Diamètre des grains à 10% passant sur la courbe granulométrique cumulée [L]
D_{30}	Diamètre des grains à 30% passant sur la courbe granulométrique cumulée [L]
D_{50}	Diamètre des grains à 50% passant sur la courbe granulométrique cumulée [L]
D_{60}	Diamètre des grains à 60% passant sur la courbe granulométrique cumulée [L]
D_{90}	Diamètre des grains à 90% passant sur la courbe granulométrique cumulée [L]
e	Indice des vides [-]
g	Accélération gravitationnelle [LT^{-2}]
G_s	Specific gravity [-]
h	Charge hydraulique [L]
H	Constante de Henry [-]
h_{co}	Remontée capillaire
i	Gradient hydraulique
ICP-AES	Inductively coupled plasma emission spectrometry
IRME	Institut de recherche en mines et environnement

k	Coefficient de perméabilité ou conductivité hydraulique [LT^{-1}]
KC	Kozeny-Carman
KCM	Kozeny-Carman modifié
k_{sat}	Conductivité hydraulique saturée [LT^{-1}]
l	Distance entre deux points [L]
L	Épaisseur ou hauteur [L]
m	Paramètre lié aux propriétés géotechniques
MK	Kovacs modifié
MKs	Kovacs modifié pour stériles
m_v	Paramètre d'ajustement du modèle de van Genuchten
n	Porosité
NP	Neutralization potential
NNP	Net neutralization potential
n_v	Paramètre d'ajustement du modèle de van Genuchten
P	Pression [$ML^{-1}T^{-2}$]
PA	Potentiel de génération d'acidité
P_a	Paramètre lié à la tortuosité dans l'air [-]
PN	Potentiel de neutralisation
PNN	Potentiel net de neutralisation
P_w	Paramètre lié à la tortuosité dans l'eau [-]
q	Débit spécifique ou vitesse de Darcy [LT^{-1}]
S	Surface spécifique [L^2M^{-1}] ou Sable

S_a	Composante liée aux forces d'adhésion (modèle MK)
S_c	Composantes liée aux forces capillaires (modèle MK)
S_r	Degré de saturation
t	Temps [T]
URSTM	Unité de recherche et de service en technologie minérale
USCS	Unified soil classification system
DRX	Diffraction rayon X
z	Élévation ou profondeur [L]
α	Facteur de forme (Chapuis et Aubertin, 2003)
θ	Teneur en eau volumique
θ_a	Teneur en air volumique
θ_{eq}	Porosité équivalente
θ_r	Teneur en eau résiduelle
θ_s	Teneur en eau saturée
λ	Paramètre lié à l'agencement et la taille des pores (Brooke et Corey, 1964)
ρ	Masse volumique [ML^{-3}]
ρ_s	Masse volumique du sol [ML^{-3}]
ρ_w	Masse volumique de l'eau [ML^{-3}]
σ_n	Contrainte
τ	Contrainte de cisaillement
μ	Viscosité dynamique du fluide [$ML^{-1}T^{-1}$]

μ_w	Viscosité dynamique de l'eau [$ML^{-1}T^{-1}$]
Φ'	Angle de frottement interne
ψ	Succion matricielle [$ML^{-1}T^{-2}$]
ψ_a	Valeur d'entrée d'air [$ML^{-1}T^{-2}$]
ψ_n	Paramètre pour la cohérence des unités
ψ_r	Succion résiduelle [$ML^{-1}T^{-2}$]
γ_w	Poids volumique de l'eau [$MT^{-2}L^{-2}$]

Chapitre 1 INTRODUCTION

L'industrie minière contribue de manière significative au développement socio-économique du Québec et en particulier des régions comme l'Abitibi-Témiscamingue. C'est une génératrice d'emplois et de nombreuses villes comptent sur cette industrie, mais son impact sur l'environnement est non-négligeable et de plus en plus au cœur des enjeux liés à l'acceptabilité sociale des projets. L'environnement est au centre des préoccupations de l'industrie minière québécoise qui tente de limiter au maximum son empreinte écologique en investissant dans l'innovation sur différents tableaux tels que l'exploration, l'exploitation ainsi que la restauration.

1.1 Problématique des rejets miniers

L'industrie minière génère une quantité considérable de rejets solides et liquides (Ritcey, 1989; Ripley et al., 1996). Les rejets solides peuvent être principalement sous deux formes : les stériles et les résidus miniers (aussi appelés rejets de concentrateur) (Aubertin et al., 2002; Bussière, 2007). De façon générale, les stériles sont entreposés sous forme de haldes pouvant atteindre plus d'une centaine de mètres de haut, avec de granulométries très fines à très grossières, rendant les structures très hétérogènes et perméables aux fluides (eau et gaz). Les résidus sont déposés le plus souvent dans des parcs à résidus ayant une emprise au sol particulièrement importante du fait qu'ils sont transportés sous forme de pulpe entre 30 % et 50 % solide (Aubertin et al., 2002a,b). Ce mode de déposition associé à leur minéralogie particulière (par exemple, lorsqu'il y a présence de sulfures), peut les rendre instables à la fois géotechniquement et géochimiquement.

Ainsi, ces méthodes d'entreposage des rejets miniers sont la source de problématiques importantes ayant des répercussions nocives pour l'environnement telles que les ruptures de digues des parcs à résidus (instabilité physique) et l'instabilité géochimique des stériles et des résidus qui génèrent des lixiviats acides contenant de grandes quantités de métaux et de sulfates dissous appelés drainage minier acide (DMA) (Bussière, 2007).

1.1.1 Le drainage minier acide

Le drainage minier acide est la principale cause de pollution de l'environnement par les mines au Québec et ailleurs dans le monde. Le DMA est produit lorsque les sulfures contenus dans des rejets miniers tels que résidus et les stériles miniers entrent en contact avec l'eau et l'oxygène de l'air ambiant, ce qui déclenche des réactions d'oxydation générant de l'acide sulfurique (Blowes et al., 2003; Dold, 2010; Nordstrom et al., 2015). C'est pourquoi certaines mines investissent dans la recherche de solutions durant la phase d'exploitation afin d'empêcher la formation du DMA à la source.

Les trois composantes permettant la génération de DMA sont l'eau, l'oxygène et les sulfures. Retirer un ou plusieurs éléments de l'équation menant au DMA est à ce jour la meilleure façon de parer au problème d'éventuelle génération d'acidité dans les rejets miniers (Aubertin et al., 2015). Compte tenu du bilan hydrique positif du Québec (i.e. quantité de précipitation supérieure à l'évaporation potentielle), la solution souvent favorisée est celle par exclusion de l'oxygène (MEND, vol.4, 2001).

1.1.2 Nouvelles approches de gestion des rejets miniers

Les problématiques environnementales ont poussé les minières à développer des nouvelles approches de gestion de ces rejets (Bussière, 2007; Azam et Li, 2010; Davies et al., 2000, 2010; Kossoff et al., 2014). Le développement de la recherche de solutions visant une gestion environnementale efficace des résidus et stériles (à moindres coûts,

intégrés et pérennes dans le temps) est l'une des priorités de l'industrie minière afin que son développement se fasse en accord avec le concept de développement durable.

Parmi ces nouvelles approches, on retrouve par exemple pour les résidus la désulfuration et l'entreposage à un pourcentage solide élevé afin de diminuer à la fois les risques géotechniques et assurer une bonne stabilité géochimique (Bussière, 2007). Il est également proposé l'inclusion de matériaux grossiers à l'intérieur des parcs à résidus afin de permettre un drainage des résidus et de meilleures propriétés physiques (Aubertin et al., 2015). Pour les stériles, l'intégration de l'ingénierie dans le processus de design et de construction tel que l'intégration de couches ayant des propriétés contrôlées dans la halde est une autre des méthodes proposées (Aubertin et al., 2002). Ces inclusions de matériaux fins à la forte capacité de rétention d'eau et faible perméabilité pourraient limiter les problèmes d'instabilité chimique à l'intérieur des haldes en contrôlant les écoulements.

Ces méthodes de co-déposition de stériles et résidus miniers permettent non seulement de réduire l'emprise surfacique associée à l'entreposage des rejets miniers, mais aussi de garantir une gestion plus sécuritaire et stable dans le temps des matériaux. Ces méthodes regroupent plusieurs techniques développées au fil des années, largement utilisées pour certaines, et encore peu étudiées pour d'autres, référencées dans les travaux de Wickland et Longo (2017). L'une de ces approches est le paste rock. Initialement proposé par Brawner (1978), puis étudié par Wilson et al. (2000, 2002, 2003), Wickland (2006, 2010), et plus récemment Burden et al. (2017) et Pouliot et al. (2017), le paste rock est un mélange homogène de stériles miniers et de résidus de concentrateur conçu pour que les particules fines remplissent les pores des particules grossières. Le paste rock a potentiellement une faible conductivité hydraulique saturée, une bonne capacité de rétention d'eau, une faible compressibilité ainsi qu'une bonne résistance mécanique (Bussière, 2007). En somme, ce matériel pourrait combiner les propriétés hydrogéologiques avantageuses des résidus avec les bonnes propriétés

géotechniques des stériles. Malgré les avantages théoriques indéniables du paste rock, il reste beaucoup de travail à réaliser pour bien comprendre le comportement de ce matériau particulier composé de deux composantes ayant des propriétés diamétralement différentes.

1.2 Contexte et objectifs de l'étude

La présente étude vise à mieux connaître les propriétés hydrogéotechniques de mélanges paste rock construits à partir de stériles miniers CPO (Porphyre carbonaté) et résidus miniers de la mine Canadian Malartic. La mine Canadian Malartic située à environ 80 km à l'est de Rouyn Noranda est la propriété des compagnies Yamana Gold Inc. et Mines Agnico Eagle Limitée depuis 2014; c'est l'une des plus grandes mines aurifères en activité au Canada. La mine Canadian Malartic en investissant dans le présent projet de recherche vise à répondre à plusieurs interrogations quant à la possibilité d'utiliser le paste rock dans la restauration de leur parc à résidus et de leurs haldes à stériles. En effet, ils souhaitent connaître les propriétés hydrogéologique et géotechniques de mélanges paste rock ayant différents ratios stériles : résidus afin de déterminer le ratio de mélange optimal. Ultimement, ces matériaux pourraient être utilisés comme matériaux de recouvrement; le paste rock est particulièrement intéressant pour la restauration des pentes des haldes à stériles qui sont très abruptes (de 35 à 45°) et où il serait difficile de mettre en place des matériaux fins ayant peu de résistance mécanique.

L'objectif général de ce projet de maîtrise consiste donc à caractériser les propriétés hydrogéotechniques de mélanges paste rock afin d'identifier les principaux facteurs d'influence sur ces propriétés, ceci dans l'optique d'utiliser le paste rock comme potentiel matériau de construction à la mine. Afin d'atteindre cet objectif général, le projet vise l'atteinte de plusieurs objectifs spécifiques (OS) :

OS1 : Caractériser les propriétés hydrogéologiques et géotechniques des mélanges au laboratoire au travers des essais de perméabilités et de compactage Proctor, des analyses granulométriques ainsi que d'essais de cisaillement direct;

OS2 : Étudier l'influence des ratios stérile/résidus ainsi que du pourcentage solide des résidus sur les propriétés mentionnées à l'OS1;

OS3 : Comparer les résultats de caractérisation obtenus au laboratoire avec des modèles prédictifs;

OS4 : Évaluer la propension à la suffusion des mélanges paste rock.

1.3 Structure du mémoire

Les résultats de travaux préliminaires sur les propriétés du paste rock sont prometteurs tant d'un point de vue mécanique dans les travaux de Burden et al. (2018), que d'un point de vue hydrogéologique dans les travaux de Pouliot et al. (2017) et Charbonneau et al. (2018). Or, il subsiste encore plusieurs inconnus quant au comportement hydrogéologique et géochimique de ce matériau, ce qui demande davantage d'études sur le paste rock avant son utilisation à grande échelle. De récentes études sur la caractérisation des mélanges paste rock au laboratoire mettent aussi en évidence la complexité d'étudier au laboratoire ce genre de matériaux composés de matériaux grossiers et fins.

Après ce chapitre d'introduction, le chapitre 2 détaille à la fois les connaissances sur les composantes des mélanges, à savoir les stériles et résidus miniers, ainsi que les connaissances sur les mélanges paste rock en tant que tels. Afin de permettre une compréhension du comportement des mélanges la plus complète possible, la revue de littérature s'étend aux matériaux à structure bimodale ayant un comportement hydrogéotechnique similaire aux mélanges paste rock. Puisque ce type de matériau bimodal est reconnu pour être sensible à l'instabilité interne (appelé dans ce mémoire

suffusion), ce phénomène sera décrit en détail ainsi que les critères fréquemment utilisés pour caractériser la sensibilité des matériaux à la suffusion.

Le chapitre 3 présente ensuite les matériaux étudiés dans la présente étude ainsi que les méthodes utilisées pour les caractériser. Le chapitre 4 détaille les résultats d'une caractérisation physique, mécanique et hydrogéologique sur des mélanges de fractions 0-50 mm avec la mise en évidence en fin de chapitre de l'apparition du phénomène de suffusion dans les essais hydrogéologiques et la nécessité de caractériser plus en détail ce paramètre. Le chapitre 5 présente les essais mis en place pour déterminer la propension à la suffusion des matériaux à l'étude en présentant les résultats de caractérisation sur des mélanges paste rock de fractions 0-20 mm (afin de pouvoir utiliser des équipements de taille standard). Les résultats des essais sont comparés aux résultats de prédiction permettant de statuer sur la sensibilité des mélanges paste rock à l'instabilité interne (suffusion). Le dernier chapitre fera un retour sur les travaux qui ont été réalisés et présentera les conclusions générales du projet ainsi que les recommandations faites pour les éventuels travaux futurs.

1.4 Retombées potentielles

La caractérisation hydrogéotechnique des mélanges paste rock permettra une meilleure compréhension de leurs propriétés autant d'un point de vue géotechnique qu'hydrogéologique. Si l'on parvient à développer un matériel ayant les qualités géotechniques des stériles miniers et celles hydrogéologiques des rejets de concentrateur, on peut envisager son utilisation comme matériau de construction pour les routes, des digues de parcs à résidus ou le dépôt en pile avec une emprise surfacique raisonnable et une bonne stabilité physique. Le paste rock a donc le potentiel de limiter les problèmes d'instabilité physique des ouvrages de stockage des rejets miniers et de réduire les risques associés à la génération de DMA.

2.1 Introduction sur les mélanges paste rock

Le paste rock est un mélange homogène de stériles et résidus miniers (ou rejets de concentrateur) dont l'idée a été initialement proposée par Brawner (1978). Le concept de mélange de stériles miniers et de rejets de concentrateur présente potentiellement de nombreux avantages tels que : l'augmentation de la résistance mécanique des résidus, diminuant le potentiel de liquéfaction de ceux-ci ; la réduction de la réactivité au sein des roches stériles, source majeure du DMA ; la diminution des volumes d'entreposage; la facilitation de la restauration des sites. Ces avantages ont été identifiés par divers auteurs comme Wickland et al. (2006), Bussière (2007), Godbout (2007), Koffi et al. (2008) ainsi que Wickland et al. (2010) et plus récemment Pouliot et al. (2017), Burden et al. (2018) et Charbonneau et al. (2018).

Le paste rock vise la conception d'un matériel ayant les qualités géotechniques des stériles et hydrogéologiques des résidus. La présence de stériles confère de la résistance mécanique aux résidus et améliore leur stabilité physique en faisant office de squelette conférant de la résistance mécanique. En complément, la présence d'un matériau fin tel que les résidus dans les pores grossiers des stériles réduit les perméabilités à l'air et à l'eau, les apports en eau et oxygène et donne ainsi une plus grande stabilité chimique en réduisant les risques de génération de DMA (Godbout, 2007).

Wickland et al. (2006) met de l'avant plusieurs approches de conception des mélanges. L'une fait référence à Williams et al. (1995) et Morris et Williams (2000b) qui suggèrent de faire un mélange avec une grande proportion de fines afin d'obtenir un matériel plutôt liquide, favorable à une déposition hydraulique par pompage. Une autre

approche introduite par Wilson et al. (2003) propose une méthode recherchant un matériel de gradation étalée, ayant une distribution granulométrique homogène afin d'obtenir des propriétés hydrogéotechniques optimales.

2.1.1 Influence du ratio stériles : résidus des mélanges

Le ratio stérile : résidus du mélange a un rôle capital dans le comportement hydrogéotechnique du paste rock; il se définit comme étant le ratio par masse sèche ou volume d'un matériel par rapport à un autre. Fraser (1935) propose que pour un mélange dominé par les particules grossières, la structure consiste en un squelette de stérile où les résidus s'immiscent dans les vides, mais ne les remplissent pas totalement; il peut donc y avoir migration de particules fines facilitée par la présence de vides (Figure 2.1b). Pour un mélange dominé par les particules fines, la structure consiste en la présence des particules grossières « flottant » dans une matrice de particules fines (Figure 2.1d). Pour un mélange spécifique, les fines remplissent « parfaitement » les vides des particules grossières créant ainsi un matériel ayant un squelette fait de particules grossières et une matrice faite de particules fines. Ce mélange correspond au ratio idéal montré à la figure 2.1c.

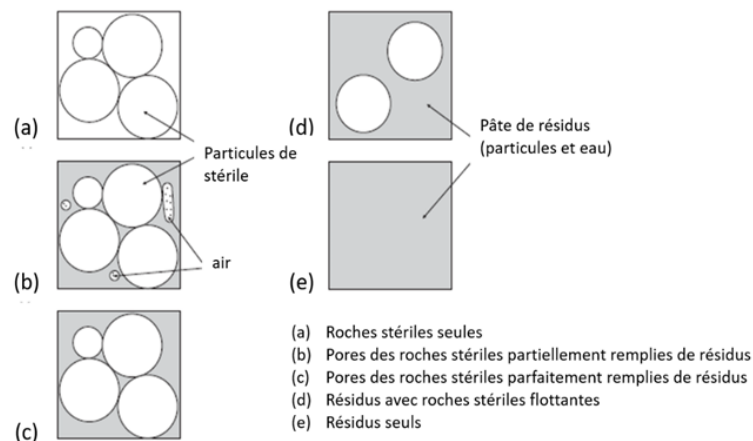


Figure 2.1 : Représentation schématique de la structure d'un mélange de particules
 (Wickland et al., 2006)

La structure du paste rock peut être qualifiée de binaire ou bimodale. Cette particularité est due au mélange de deux matériaux de granulométries très différentes : le stérile plutôt grossier et les résidus plutôt fins. Un mélange de petites et grandes particules aura tendance à avoir une porosité plus faible que celle des matériaux individuels, car les particules fines auront tendance à occuper les vides des particules grossières (Furnas, 1928). En revanche, l'arrangement de ces particules fines peut être perturbé par le phénomène appelé « effet de paroi ». La présence d'une paroi comme dans une colonne par exemple aura tendance à freiner l'arrangement des particules entre elles et ainsi causer une porosité plus grande donc un milieu plus perméable aux abords des parois. Cela est un défi pour la caractérisation hydrogéologique des matériaux au laboratoire par des essais de perméabilités en colonne. Il est estimé que ces effets de parois peuvent augmenter la conductivité hydraulique saturée de 10 % à 30 % (Wickland et al., 2010) due à la création de chemins préférentiels d'écoulement. La porosité des mélanges peut aussi être influencée par la taille des particules, leur forme ainsi que le mode de mise en place (Godbout, 2007).

Le mélange pourrait donc suivre la théorie d'arrangement des particules pour matériaux binaires tel que présenté dans Wickland et al. (2006). Cette théorie dit que la densité maximale et optimale est produite lorsque le volume de matériel fin (ici les résidus miniers) remplit parfaitement les vides du matériel grossier (ici les stériles miniers). Plusieurs facteurs peuvent affecter la densité d'un matériau bimodal comme le ratio de taille de particules, le ratio du mélange et la densité des matériaux individuels. La théorie d'arrangement des particules est basée sur des modèles empiriques, analytiques et numériques pour évaluer la structure du matériau en prédisant la porosité (German, 1989). Une revue de ces modèles est présentée dans les travaux de Godbout (2007); ils ne seront pas discutés davantage dans cette étude.

2.1.2 La théorie des mélanges

Une autre approche pour l'optimisation des mélanges de sols granulaires est la théorie des mélanges, issue des travaux de Truesdell et Toupin (1960). La théorie des mélanges a une approche de fonctionnement à l'échelle macroscopique en assumant que chaque composante du mélange occupe simultanément la même région de l'espace.

Bien qu'à l'échelle de la taille des particules le matériau soit considéré immiscible, à une échelle supérieure le fait que les grains de sol fins occupent les vides des particules de sol grossier nous font considérer que le mélange paste rock ait un comportement miscible (Godbout, 2007). La présente étude traitera donc de la théorie des mélanges seulement lorsqu'appliquée aux mélanges miscibles dont les équations de base sont tirées de Green et Naghdi (1969) et détaillées dans ceux de Gutierrez (2003). Selon cette théorie, les propriétés hydrogéotechniques du mélange sont prédites directement à partir des propriétés de chacune des composantes du mélange. L'indice des vides (V_v/V_s où V_v est le volume des vides et V_s est le volume du solide) est un paramètre déterminant et caractéristique de tout mélange et est défini selon :

$$e(F) = e_f F + e'_c (1 - F) \quad (2.1)$$

Avec $e(F)$ l'indice des vides effectifs ou moyen du mélange et e_f l'indice des vides des particules fines (diamètre inférieur à 80 microns).

La teneur en particules fines F suit l'équation :

$$F = \frac{\text{masse de sol à grains fins}}{\text{masse totale de sol du mélange}} \quad (2.2)$$

e'_c représente l'indice des vides effectifs des particules grossières :

$$e'_c = e_c - e_c R_m F \quad (2.3)$$

Où e_c est l'indice des vides des particules grossières (diamètre supérieur à 4,75 mm) et R_m est un paramètre empirique de mélange compris entre 0 et 1 avec $R_m = 1$ dans le cas d'un mélange parfait impliquant que la teneur en fines soit uniformément répartie dans le mélange.

En combinant les équations précédentes, on obtient :

$$e(F) = e_f F + e_c (1 - F)(1 - R_m F) \quad (2.4)$$

Autrement dit, la proportion de l'espace des vides des particules grossières remplies par les fines dépend de la teneur en particules fines.

Cette théorie a déjà été utilisée par le passé entre autres pour les travaux Wickland et al. (2006) ainsi que validé à nouveau dans les travaux de Peregoedova (2012) et Koffi et al. (2008) sur des mélanges à granulométries étalées (Koffi et al., 2008) ainsi que sur du paste rock (Wickland, 2006).

Puisque le paste rock est un mélange de deux matériaux aux caractéristiques physiques et hydrogéologiques très différentes, il est important de connaître avant tout les propriétés de chacun de ces matériaux afin de comprendre le comportement du paste rock lui-même. Dans la section suivante, les principales caractéristiques des stériles et des résidus miniers ainsi qu'une comparaison de ces caractéristiques sont présentées.

2.2 Propriétés des composantes (résidus miniers et stériles miniers) des mélanges paste rock

2.2.1 Les résidus miniers

Méthodes de déposition, état en place et propriétés physiques et mécaniques de base

Les résidus miniers ou rejets de concentrateur sont souvent transportés et déposés dans des parcs sous forme de pulpe. Cette déposition en un point unique ou par buses en

différents endroits des parcs crée de la ségrégation. On retrouve dans les parcs à résidus deux types de ségrégation, celle verticale et celle horizontale (Vick, 1990). En effet les particules grossières vont avoir tendance à s'accumuler près du point de décharge tandis que les fines vont suivre les mouvements d'eau et s'accumuler plus loin des berges dans le parc. Les points de décharges variant, les écoulements se déplacent et créent ainsi les ségrégations verticales et horizontales. Ceci explique les variations granulométriques au sein d'un même parc selon le point de prélèvement (Vick, 1990; Bussière, 2007; Blight, 2010).

À cette forte ségrégation s'ajoute une faible densité in situ due à une importante teneur en eau, d'où une faible stabilité physique induisant un potentiel de liquéfaction élevé (Aubertin et al., 2002). La stabilité géotechnique des digues constituées de résidus sera influencée par le mode de déposition : amont, aval ou de l'axe central (Figure 2.2).

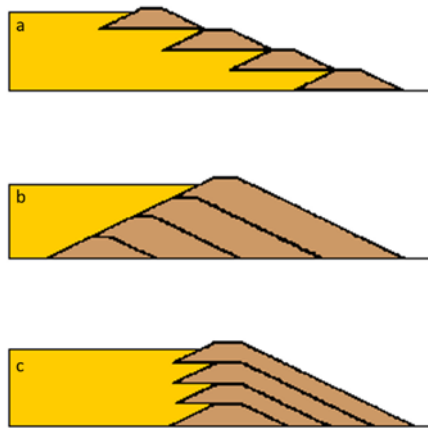


Figure 2.2 : Méthode de construction de digue a) amont, b) aval, c) axe central
(Vick, 1983)

La déposition par méthode aval, bien que plus sécuritaire du point de vue de la stabilité géotechnique, a l'impact surfacique le plus important, puisque la ligne de crête se déplace vers l'aval avec l'agrandissement de la digue. La déposition par la méthode amont bien qu'étant celle avec un impact surfacique moindre, est la plus « à risque » d'un point de vue géotechnique, car comme le montre la figure 2.2a, plus la digue

s'élève, plus elle repose directement sur les résidus qui ont des propriétés moins favorables à la stabilité. La majorité des ruptures de digues se font sur des constructions de type amont (Rico et al., 2008; Kossof et al., 2014). La déposition par méthode de l'axe centrale est un compromis entre les deux méthodes précitées. Plus onéreuse que la méthode amont, elle offre cependant plus de stabilité tout en ayant un impact surfacique moindre que la méthode aval (Jahanbakhshzadeh et al., 2019).

Il existe différentes causes de ruptures possibles qui joueront un effet d'autant plus négatif si le parement est amont : l'instabilité des fondations, l'érosion interne, l'érosion de surface, les débordements de surface, les épisodes sismiques ainsi que les problèmes de tassement et/ou structure (Bussi re, 2007). Habituellement avec un degr  de saturation  lev , les r sidus sont relativement stables g ochimiquement. Cette propri t  leur conf re une capacit  non n gligeable de stabilisation et m me de r duction du taux de DMA dans les mines riches en sulfures (Ouangrawa, 2007).

Typiquement, les rejets de concentrateurs sont caract ris s par leur granulom trie fine comprise globalement entre 0,0001 et 1 mm (voir figure 2.3). La taille des particules correspondant   10 % du passant cumul  sur la courbe granulom trique (D_{10}) varie entre 0,001 et 0,004 mm, la taille des particules correspondant   60 % du passant cumul  sur la courbe granulom trique (D_{60}) entre 0,01 et 0,05 mm et un coefficient d'uniformit  (C_U) entre 8 et 18. Le C_U caract rise la r partition en taille des  l ments. Il se calcule comme suit :

$$C_U = \frac{D_{60}}{D_{10}} \quad (2.5)$$

Toujours dans les param tres granulom triques, les % passant   2 μ m oscillent entre 5 % et 14 % contre 70 % et 97 % pour les passants 80 μ m. Dans la classification USCS (McCarthy, 2007) les r sidus sont classifi s comme des silts non plastiques ML ou sables silteux SM selon l'endroit de pr l vement des  chantillons dans le parc   r sidus (plus ou moins  loign  des buses de d position).

La densité relative des grains (D_r) des résidus miniers varie généralement de 2,6 à 2,9 (jusqu'à 4,5 pour ceux très sulfureux issus de gisements en sulfure massif). Au niveau du compactage, plus les résidus sont grossiers plus la teneur en eau à l'optimum Proctor (w_{OPT}) diminue et la masse volumique sèche augmente (Bussière, 2007). Typiquement, leur w_{OPT} s'étale ainsi entre 10 % et 20 % avec un poids volumique sec entre 14 et 20 kN/m^3 .

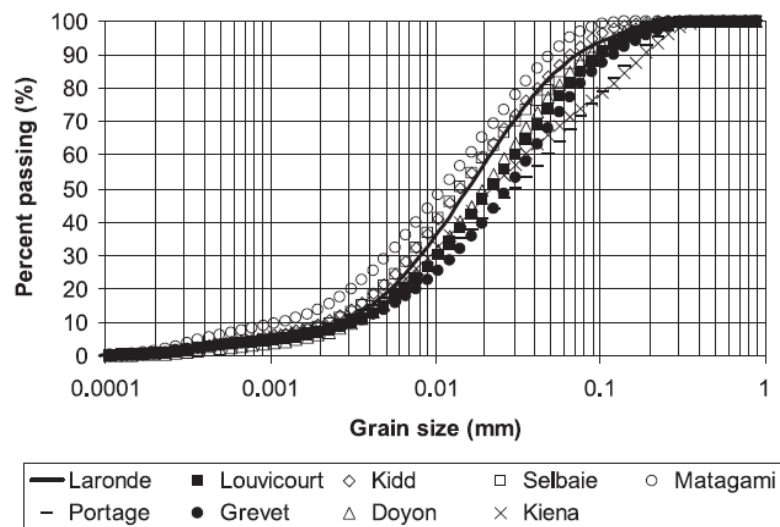


Figure 2.3 : Distribution granulométrique de 9 échantillons de résidus provenant de mine de roches dures du Canada avant dépôt dans une aire de stockage (Bussière, 2007)

D'un point de vue mécanique, les résidus miniers ont tendance à se consolider lentement en raison de leur finesse granulométrique et de leur faible conductivité hydraulique saturée (Bussière, 2007). Typiquement, le coefficient de compression (C_c) se situe entre 0,05 et 0,54 et le coefficient de consolidation (c_v) peut varier entre 10^{-1} et 10^{-3} . La résistance au cisaillement drainé ou non des résidus en place est influencée par plusieurs facteurs tels que la porosité et le pourcentage solide à laquelle ils sont déposés (Qiu et Sego, 2001). Des résultats d'essais réalisés en conditions drainées tirés de la littérature montrent en général pour les résidus miniers aurifères un matériel non

cohésif et avec un angle de frottement interne effectif entre 30° et 40° (Qiu et Sego, 2001; Bussière, 2007). Des essais cycliques sur les résidus miniers ont également montré leur grande sensibilité à la liquéfaction (James, 2011).

Propriétés hydrogéologiques

Le tableau 2.1, tirée de Bussière (2007) recense différents résultats de conductivité hydraulique saturée (k_{sat}) de la littérature. Il renseigne également le lecteur sur l'indice des vides et l'outil de mesure utilisé pour le test de perméabilité ainsi que la classification USCS du matériel.

Les comportements saturés, mais également non saturés du matériel doivent être considérés car ils ont un impact sur la stabilité physique (action de la succion) et géochimique (Godbout 2007). La fonction de perméabilité et la courbe de rétention d'eau sont donc des paramètres importants pour la compréhension de leur comportement non saturé.

Pour ce qui est de la capacité de rétention d'eau, la pression d'entrée d'air ψ_a est un paramètre important à identifier. C'est la succion à partir de laquelle le sol commence à se désaturer. Dans le cas d'un rejet de concentrateur, cette pression se situe entre 100 et 700 cm d'eau pour des résidus fins et entre 50 et 125 cm d'eau pour des résidus grossiers (Wilson, 2002; Bussière, 2007).

Tableau 2.1 : Résultats de caractérisation hydrogéologique d'échantillons en place et remaniés provenant de mines de roches dures
(Bussière, 2007)

k_{sat} (cm/s)	e	Apparatus used	Classification (USCS)	Reference
Remolded samples				
1.3×10^{-4}	0.55	Rigid wall permeameter	ML	Guerra 1973
$1 \times 10^{-2} - 1 \times 10^{-3}$	0.65–1.10	Rigid wall permeameter	SM–ML	Mittal and Morgenstern 1975
$1 \times 10^{-4} - 5 \times 10^{-7}$	0.60–1.25	Odometer	SM–ML	Mittal and Morgenstern 1976
$1 \times 10^{-5} - 1 \times 10^{-6}$	0.45–1.20	Odometer	ML	Mabes et al. 1977
$6 \times 10^{-3} - 2 \times 10^{-4}$	0.50–1.10	Rigid wall permeameter	SP	Nelson et al. 1977
$1 \times 10^{-5} - 7 \times 10^{-7}$	1.20–1.70	Flexible wall permeameter	ML	Matyas et al. 1984
$8 \times 10^{-2} - 5 \times 10^{-3}$	0.70–0.80	—	SP	—
$6 \times 10^{-4} - 4 \times 10^{-6}$	—	—	SM–ML	Chen et al. 1988
$1.5 \times 10^{-5} - 7 \times 10^{-6}$	0.68–1.14	Odometer	ML	Barbour et al. 1993
$1 \times 10^{-4} - 3 \times 10^{-6}$	0.48–0.85	Odometer	ML	Bussière 1993
$5 \times 10^{-4} - 1 \times 10^{-5}$	0.50–1.00	Rigid wall permeameter	ML	Aubertin et al. 1996
5×10^{-4}	0.87	Rigid wall permeameter	SM	Bussière et al. 1998
3×10^{-5}	0.80	—	ML	—
$4.5 \times 10^{-5} - 9.8 \times 10^{-5}$	0.50–1.60	Odometer	SM	Qiu and Sego 2001
$2.7 \times 10^{-5} - 6.7 \times 10^{-5}$	0.50–1.60	—	ML	—
1.2×10^{-5}	0.72	Flexible wall permeameter	ML	Martin et al. 2005
Undisturbed samples				
$3 \times 10^{-4} - 4 \times 10^{-4}$	0.48–0.62	Odometer	SM	Mabes et al. 1977
$3 \times 10^{-5} - 3 \times 10^{-7}$	0.55–1.05	—	ML	—
$1.6 \times 10^{-5} - 9.5 \times 10^{-7}$	—	Flexible wall permeameter	ML	Blight and Steffen 1979
$3 \times 10^{-5} - 1 \times 10^{-6}$	1.00–1.40	Flexible wall permeameter	ML	Matyas et al. 1984
$1 \times 10^{-3} - 7 \times 10^{-7}$	0.70–1.65	Odometer	ML	L'Écuyer et al. 1992
$6 \times 10^{-5} - 6 \times 10^{-6}$	—	Flexible wall permeameter	ML	Al and Blowes 2000
4×10^{-4}	0.61	Flexible wall permeameter	SM	—
$4 \times 10^{-5} - 3 \times 10^{-6}$	0.59–0.89	—	ML	Brisson et al. 2002

Le fait que les résidus miniers aient à la fois une forte capacité de rétention d'eau et une faible conductivité hydraulique saturée les rend attractifs pour être utilisés comme matériaux de recouvrement visant le contrôle de la migration de l'oxygène (Aubertin et al. 2015).

2.2.2 Les stériles miniers

Méthodes de déposition et propriétés physiques et mécaniques de base

Il existe différentes méthodes de dépositions des stériles en halde : la méthode de déversement à la benne, la méthode de déversement avec épandage au butoir, et le déversement à la benne avec régilage et déversement à la pelle à benne drainante (Blight, 2010). Le choix de la méthode de déposition s'effectue en fonction de la morphologie du secteur, sa topographie ainsi que la machinerie disponible sur site. Ces méthodes vont influencer majoritairement la compactage ainsi que la ségrégation des particules (Aubertin et al., 2002*b*). En effet les méthodes conventionnelles de déversement ont tendance à produire une stratification interne des haldes en alternant des couches d'éléments plutôt fins avec des couches plus grossières. La figure 2.4 met en évidence l'alternance de couches subhorizontales de granulométrie grossière et fine ainsi que la ségrégation granulométrique sur les pentes en bordure de halde.

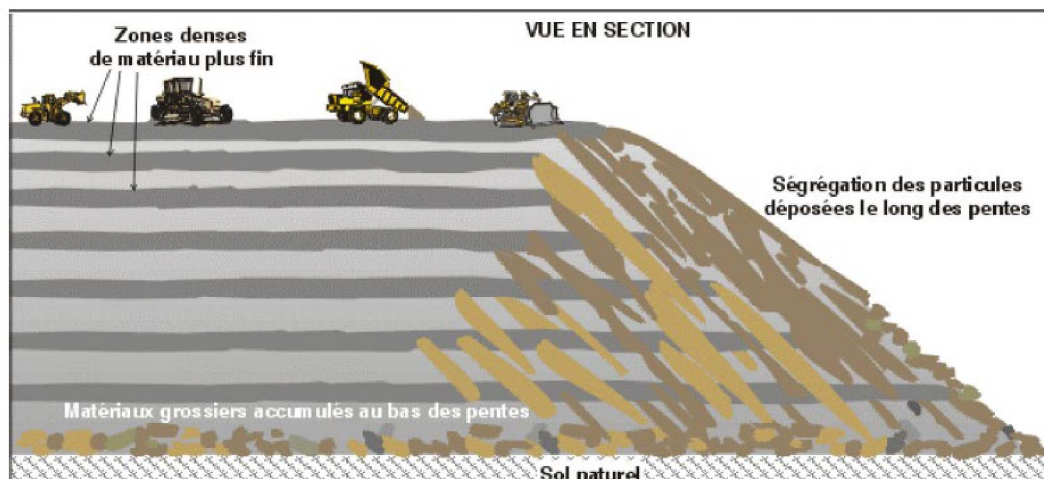


Figure 2.4 : Vue en section d'une halde à stériles avec une ségrégation le long de la pente et une stratification interne des matériaux

(Aubertin et al., 2002)

Les stériles sont des matériaux composés de fragments de roches de diamètres très variables avec une fraction fine ($< 80\mu\text{m}$) et une fraction grossière à très grossière allant

des argiles aux graviers et blocs de roche (Amos et al., 2015). Leur étalement granulométrique peut être influencé par le type de roche (résistance, minéralogie, etc.) ainsi que la nature de l'exploitation minière : souterraine ou à ciel ouvert (Peregoedova, 2012). En effet les stériles provenant d'une mine à ciel ouvert seront plus anguleux, avec une fraction fine plus faible tandis que les roches stériles issues d'une exploitation souterraine ont un étalement granulométrique plus homogène avec l'absence de blocs rocheux.

L'étalement granulométrique étant variable, les paramètres physiques le sont également. Ainsi, le coefficient d'uniformité C_U , critère témoignant de l'étalement granulométrique, varie de 10 à 20 à plus de 300 selon les références (Peregoedova, 2012; Aubertin et al., 2002b; McKeown et al., 2000). La porosité des stériles s'étale entre 30 % et 50 % (Aubertin et al., 2002a; Morin et al., 1991) en raison d'un étalage granulométrique important et d'une dominance de la fraction grossière.

D'un point de vue mécanique, contrairement aux résidus, plus les stériles sont soumis à une compression élevée, plus ils sont résistants (Wickland et al., 2010). Ils ont de manière générale, une cohésion nulle et des angles de frottement interne entre 30° pour les stériles les moins denses à plus de 50° pour les stériles considérés très denses (Blight, 2010). Les roches stériles sont utilisées dans certains cas comme inclusions dans les parcs à résidus pour aider au drainage de ces derniers et ainsi leur conférer une plus grande résistance mécanique. Cette nouvelle approche a été étudiée en détails récemment à la mine Canadian Malartic (voir par exemple Bolduc et Aubertin, 2014; Ferdosi et al., 2015; Lévesque, 2019).

Propriétés hydrogéologiques

Les variations des paramètres physiques influencent directement les écoulements liquides ou gazeux au sein même des haldes (Amos et al. 2015).

Selon Morin et al. (1991), le mouvement de l'eau dans les empilements de stériles est contrôlé par différents paramètres :

- La structure interne de la halde (stratification, présence de chemins préférentiels...);
- La distribution granulométrique de la roche stérile;
- La teneur en eau à l'intérieur de la halde;
- Les gradients hydrauliques dans la halde.

Dans ses travaux, Peregoedova (2012) a étudié un stérile de fractions 0-50 mm ayant des conductivités hydrauliques saturées entre $1,1 \times 10^{-1}$ et $1,8 \times 10^{-1}$ cm/s. Ces valeurs sont comparables à celles des travaux de Kalonji (2014) avec des k_{sat} entre $2,9 \times 10^{-1}$ cm/s pour des stériles de 0-20 mm et $4,8 \times 10^{-1}$ cm/s pour des stériles de fractions 0-50 mm. Plus récemment, les travaux de Larochelle (2018) ont montré des valeurs de k_{sat} de $4,2 \times 10^{-2}$ cm/s et $5,3 \times 10^{-3}$ cm/s pour des stériles de fractions 0-37,5 mm. Soulignons que la conductivité hydraulique saturée d'un stérile peut s'étendre de 10^{-7} cm/s à 1 cm/s selon notamment le type de granulométrie rencontrée, mais également la composition minéralogique de la roche (Morin et al. 1991).

Les capacités de rétention d'eau vont avoir tendance à augmenter avec la diminution de la porosité et de la taille des particules. Les différentes strates d'une halde de par leurs compositions différentes vont avoir des capacités de rétention d'eau et des perméabilités variables, favorisant ou défavorisant ainsi les écoulements le long des chemins préférentiels, le stockage, la déviation de l'eau, etc. (Fala, 2008). Pour ce qui est des valeurs de ψ_a mesurées au laboratoire, elles sont typiquement inférieures à 10 cm (comme retrouvés dans les travaux de Peregoedova, 2012), voire comprises entre 1 cm et 3 cm (Kalonji, 2014; Larochelle, 2018).

Une récente étude de Dimech et al. (2019) a modélisé le comportement hydrogéologique d'une halde à stérile expérimentale inclinée constituée de matériel

grossier surplombé d'une couche de sable et en surface d'une couche de stériles semi-grossiers. La modélisation s'est faite en utilisant les paramètres hydrogéophysiques mesurés sur le terrain avec des senseurs mesurant l'infiltration de l'eau et son mouvement dans le temps, et de la tomographie électrique pour compléter les résultats. L'étude montre la complexité des écoulements à grande échelle liés aux nombreux facteurs d'influence.

2.3 Connaissances sur les mélanges paste rock

Les grandes différences de propriétés entre les stériles miniers et les résidus mettent en évidence le fait que les propriétés du mélange vont grandement dépendre du ratio de chacune des composantes (stérile : résidus). Après avoir présenté les propriétés des composantes des mélanges (résidus miniers et stériles miniers), il est intéressant de s'attarder aux travaux existants sur les mélanges paste rock en tant que tels.

Dans le tableau 2.2 tiré de Charbonneau et al. (2018), on retrouve une synthèse des principaux travaux de laboratoire et de terrain portant sur les mélanges paste rock. Dans les sections suivantes, une description de ces différents résultats est présentée.

Tableau 2.2 : Principaux travaux de laboratoire et de terrain existants sur les mélanges paste rock
(traduit de Charbonneau et al. (2018))

Références	Ratios secs testés	Dmax	k_{sat} (cm/s)	Pression d'entrée d'air ψ_a	Paramètres physiques et mécaniques	Observations
Williams et Kuganathan (1992)	<ul style="list-style-type: none"> • 4-1; 2,3-1; • 1,5-1; 0,67-1 	19 mm	5×10^{-3} cm/s pour 1,5-1	-	Contraintes appliquées de 10 à 640 kPa	Rapide dissipation de l'excès de pression dans les pores
Wilson et al. (2008) (Travail détaillé dans Wickland (2006) et Miskolczi (2007))	<ul style="list-style-type: none"> • 5-1; 6-1 et 7-1 en mésocolonne (MC) • 1-1-2 (stérile: slag: résidus) dans 5 lysimètres (L). 	<ul style="list-style-type: none"> • 30 mm pour MC • 150 mm pour L 	<ul style="list-style-type: none"> • $\sim 1 \times 10^{-6}$ pour 5-1 (MC); 2×10^{-5}, sans compactage (L) • 4×10^{-6}, compactage (L) • 3×10^{-6} avec 1,5% bentonite ajoutée (L) • 5×10^{-7} avec compactage et 1,5% bentonite ajoutée (L) 	<ul style="list-style-type: none"> • 100 kPa pour 4,4-1 (MC) • 30 à 50 kPa (L) 	<ul style="list-style-type: none"> • Masse volumique sèche (ρ_s) entre 2100 et 2300 kg/m³ (MC) • ρ_s entre 2000 et 2200 kg/m³ (L) 	<ul style="list-style-type: none"> • 5-1 maintien de la saturation après 125jr de drainage (MC) • Pour L: <ul style="list-style-type: none"> - Le paste rock réduit l'infiltration (mieux quand compacté) - Reste saturé - Pas de changement de volume ni fissuration due aux cycles gel/dégel et mouillage/séchage
Wickland et Wilson (2005)	<ul style="list-style-type: none"> • 5-1 (100 jr en colonne) • 7,5-1; 7,5-1 et 12,5-1 en colonnes 	150 mm	$4 \times 10^{-6} - 1 \times 10^{-5}$	-	• Tassement sous poids propre et consolidation entre 2,4% et 4,7%	<ul style="list-style-type: none"> • Étudie l'évolution de la pression d'eau dans les pores et le drainage en colonne de 6 m de haut. • En 100 jours : pas de désaturation majeure.
Wickland et al. (2006)	<ul style="list-style-type: none"> • 4,4-1 et 4,8-1 	50 mm	-	-	<ul style="list-style-type: none"> • Masse vol. sèche initiale de 1842 kg/m³ pour 4,8-1 • C_c: 0,016 – 0,073 pour 4,4-1 et 0,048 – 0,059 pour 4,8-1 	<ul style="list-style-type: none"> • <10% variation de volume après test de compressibilité. • $e \searrow$ avec \nearrow Contrainte verticale effective σ_v' (e initial

					($C_c \nearrow$ quand la contrainte appliquée \searrow)	plus faible que e des stériles et résidus seuls)
Khalili et al. 2010 (part I)	<ul style="list-style-type: none"> • 4,32-1 à 4,99-1 • Tests triaxiaux (contrainte verticale max 400 kPa) 	9,4 mm	-	-	<ul style="list-style-type: none"> • Angle de friction interne effectif $\phi'_{\max} = 42,8^\circ$ conditions drainées; ϕ'_{\max} (compression) = $40,5^\circ$; et ϕ'_{\max} (extension) = $39,8^\circ$ conditions non drainées 	<ul style="list-style-type: none"> • Comportements similaires à celui des stériles seuls.
Wijewickreme et al. 2010 (part II)	<ul style="list-style-type: none"> • 4,57-1 à 4,9-1 • (23 tests triaxiaux cycliques, non drainée) 	9,4 mm	-	-	<ul style="list-style-type: none"> • Amplitude de la contrainte cyclique de 0,08; 0,15; 0,26. • ϕ' environ 40° 	<ul style="list-style-type: none"> • Comportements similaires à celui des stériles seuls
Wickland et al. 2010	<ul style="list-style-type: none"> • 4,2-1 • 4,3-1 • 5-1 • 6-1 • 7-1 	25,4 mm	<ul style="list-style-type: none"> • $4,9 \times 10^{-7} - 7,6 \times 10^{-6}$ • $4,3 \times 10^{-7} - 2,3 \times 10^{-6}$ • $1 \times 10^{-6} - 3,9 \times 10^{-6}$ • $5,4 \times 10^{-6}$ • $1,3 \times 10^{-5}$ 	-	<ul style="list-style-type: none"> • $c_v = 8,8 \times 10^{-6} \text{ m}^2/\text{s}$ et $m_v = 8,5 \times 10^{-7} \text{ m}^2/\text{N}$ pour 5-1 	<ul style="list-style-type: none"> • Les mélanges se consolident plus rapidement que les résidus seuls.
Pouliot et al. 2017	<ul style="list-style-type: none"> • 3,6-1 à 5,1-1 • 4,3-1 choisi pour colonnes expérimentales 		<ul style="list-style-type: none"> • $2,8 \times 10^{-6}$ pour 4,3-1 	-	-	Colonnes CEBC et bicouches testés: <ul style="list-style-type: none"> • Plus efficace avec l'amendement calcaire dans les mélanges • Chimiquement, l'utilisation d'un matériel générateur de DMA est non recommandée
Burden et al. 2018	<ul style="list-style-type: none"> • 0,28-1 • 0,71-1 • 1,27-1 	37 mm	-	-	<ul style="list-style-type: none"> • Essai de cisaillement direct: σ_n de 250, 500 et 1000 kPa ϕ' entre 40° et 42° calculé d'après résultats présentés en figure 4. 	<ul style="list-style-type: none"> • Même un petit ratio de stérile montre une résistance au cisaillement plus élevée que pour des résidus seuls. • À forte contrainte les mélanges sont plus résistants que les stériles seuls.

2.3.1 Caractéristiques physiques et mécaniques

Dans la littérature on retrouve différentes méthodes de mélange ainsi que différentes façons dont est déterminé le ratio critique (Wickland et al., 2006). Les trois/quatre phases composants le mélange suivent des évolutions en termes de proportion volumique différentes (Figure 2.5).

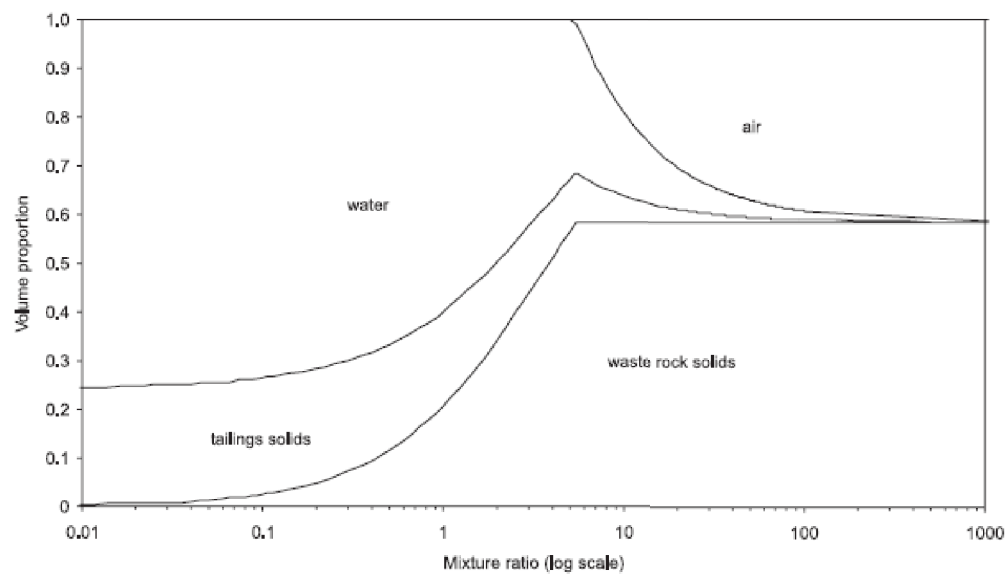


Figure 2.5 : Rapport entre les proportions de volumes et ratios de mélanges (Wickland et al., 2006)

Précisons que pour l'élaboration de ce graphique il a été admis un indice des vides du stérile initial de 0,71, une masse volumique solide de $2,70 \text{ g/cm}^3$ pour le stérile et de $2,89 \text{ g/cm}^3$ pour les résidus solides. Au-delà d'un ratio sec stérile : résidus d'environ 5-1 « les mélanges vont contenir de l'air, car le volume de résidus est moindre que le volume des vides des stériles seuls » d'après Wickland et al. (2006).

Le fait de mélanger deux matériaux aux propriétés physiques différentes comme vu en section précédente amène à l'élaboration d'un matériau différent aux paramètres caractéristiques. On retrouve ainsi une courbe granulométrique particulière pour les mélanges paste rock, due à la présence d'un matériau fin tel les résidus et d'un matériau

plutôt grossier tel le stérile minier. Les figures 2.6 et 2.7 montrent les particularités de cette courbe granulométrique.

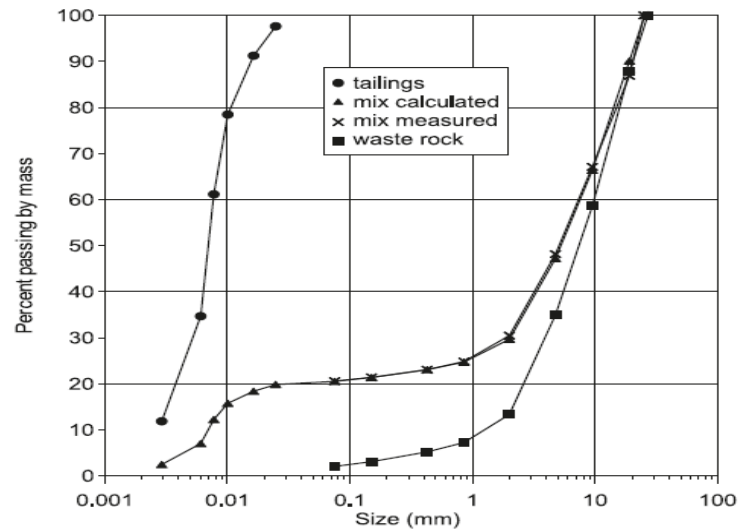


Figure 2.6 : Courbe granulométrique d'un stérile, de résidus, et d'un mélange
(Khalili et al., 2010)

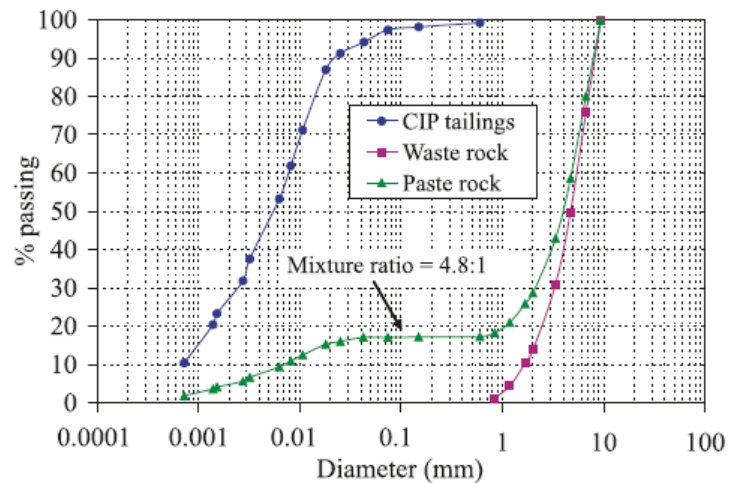


Figure 2.7 : Courbes granulométriques d'un stérile, de résidus et d'un mélange
(calculée et mesurée)
(Wickland et al., 2010)

Les courbes granulométriques de ces mélanges paste rock ont la forme caractéristique d'un matériau à structure bimodale ou binaire (Mc Carthy, 2007; Wickland et al., 2006), c'est-à-dire que l'absence d'une certaine fraction granulométrique crée une portion horizontale dans la courbe très visible dans les figures ci-dessus. La particularité de cette structure et sa potentielle influence sur le comportement d'un mélange seront traitées dans une section suivante.

Pour ce qui est des paramètres mécaniques, on ne retrouve dans la littérature que très peu d'essais de compressions, consolidation et cisaillement sur des mélanges paste rock. Il est pertinent de noter que la compressibilité d'un sol résulte de plusieurs facteurs (Holtz et Kovacs, 1981) :

- La compression de l'air qui remplit des vides. L'eau est supposée incompressible. L'air, très compressible, provoquera un tassement quasiment instantané;
- L'évacuation de l'eau contenue dans les vides. C'est la consolidation primaire, elle produit le tassement le plus important : le sol subit une diminution de volume correspondant au volume d'eau expulsée (influence du temps et de la perméabilité du sol);
- La compression du squelette solide. C'est la consolidation secondaire, elle correspond au tassement des grains qui s'arrangent entre eux de façon à occuper un volume plus réduit.

Pour les matériaux granulaires à conductivités hydrauliques élevées, la compressibilité n'est due qu'à la compressibilité du squelette solide, le tassement est quasi instantané après l'application de la charge que le matériau soit sec ou humide. Pour les matériaux fins à faibles conductivités hydrauliques, leur compression est déterminée par la vitesse à laquelle l'eau est chassée des pores (Bowles, 1979).

Les travaux de Wickland et al. (2006, 2010) ont toutefois mis en valeur certaines tendances de comportement mécanique propres à ce mélange : des tests de

compressibilité ont été faits sur des mélanges de fractions 0-50 mm avec des chargements de 0 à 320 kPa pour des incréments journaliers. Afin de mieux comprendre les résultats de mesures, les essais ont été faits sur le stérile à l'étude, les résidus ainsi que les mélanges paste rock résultants. La figure 2.8 et le tableau 2.3 présentent les résultats de ces tests. Dans ses travaux de thèse, Wickland (2006) propose un modèle basé sur celui de Studd et al. (1998) pour prédire la compressibilité d'un matériau comme les mélanges paste rock.

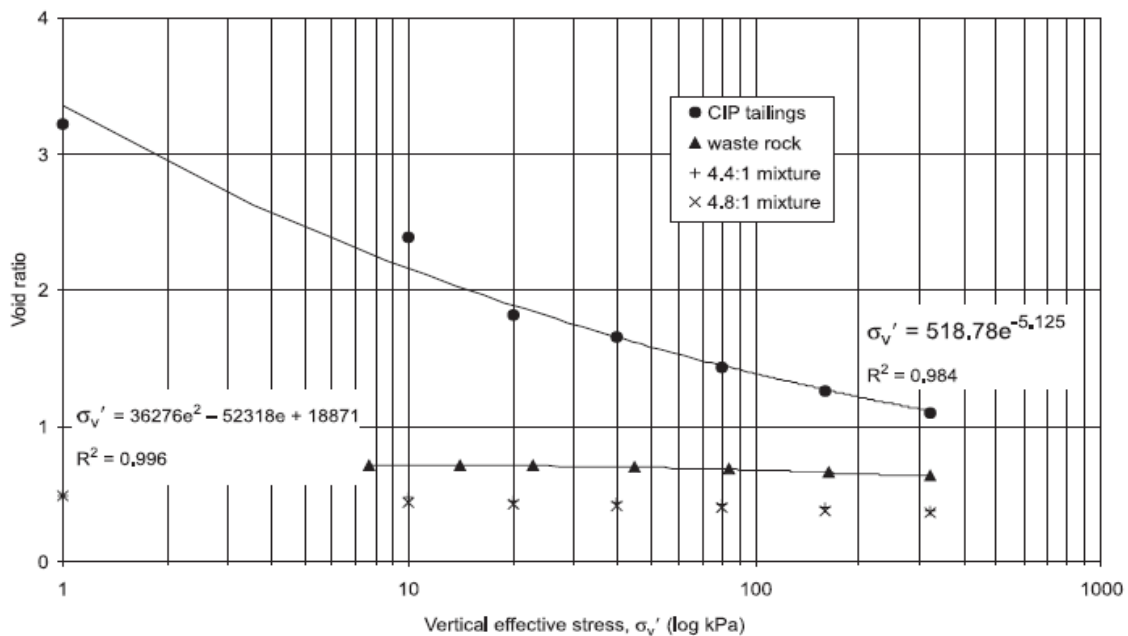


Figure 2.8 : Évolution de l'indice des vides en fonction de la contrainte verticale effective testés sur des résidus, stériles et mélanges de différents ratios (Wickland et al., 2006)

L'indice de compressibilité C_c est représenté par la pente finale de la courbe $e = f(\sigma'_v)$. Les résultats de cette étude mettent en évidence d'une part que le C_c des résidus a tendance à décroître avec l'augmentation de la contrainte appliquée, C_c des stériles a tendance à croître avec l'augmentation de la contrainte appliquée et C_c du paste rock a tendance à également croître avec l'augmentation de la contrainte appliquée. La

présence de roches stériles comme rôle de squelette dans le paste rock a pour effet de limiter le degré de consolidation de celui-ci. Le ratio de stériles va donc directement influencer le comportement mécanique du mélange.

Tableau 2.3 : Récapitulatif des indices de compressions (C_c)
(Wickland, 2006)

Nominal Pressure Interval (kPa)	CIP Tailings Only C_c	Waste Rock Only C_c	4.4:1 Mixture measured / predicted C_c	4.8:1 Mixture measured / predicted C_c
0-10	0.839	0.016	0.016 / 0.062	0.048 / 0.043
10-20	1.87	0.005	0.067 / 0.047	0.052 / 0.033
20-40	0.565	0.053	0.042 / 0.043	0.042 / 0.038
40-80	0.712	0.035	0.065 / 0.050	0.050 / 0.045
80-160	0.596	0.090	0.073 / 0.053	0.054 / 0.050
160-320	0.526	0.086	0.073 / 0.073	0.059 / 0.073

Sous chargement unidimensionnel, la déformation du mélange est également similaire à celle du stérile seul, mais largement inférieure à celle des résidus seuls (Wickland et al., 2010). Ces résultats montrent que la consolidation des mélanges paste rock est atteinte plus rapidement et qu'il y a beaucoup moins de tassement que dans un résidu seul. Ainsi, on peut conclure que, pour les ratios testés dans la littérature, l'objectif d'avoir des propriétés mécaniques du paste rock similaire à celui des stériles seuls est atteint.

D'autres travaux ont établi la résistance mécanique en étudiant l'angle de friction interne effectif Φ' de stériles seuls, résidus seuls ainsi que de différents mélanges paste rock. Jehring et al. (2016) répertorient les résultats d'essais triaxiaux réalisés sur des mélanges paste rock de granulométrie 0-25 mm dans un moule triaxial de 150 mm de diamètre pour 300 mm de hauteur.

La figure 2.9 met en évidence cette tendance du paste rock, selon son ratio sec stérile : résidus, à avoir un angle de friction interne effectif augmentant avec la quantité de stériles présents dans les mélanges. Il n'est cependant pas indiqué dans l'étude les différences granulométriques entre les matériaux de l'étude Leduc et al. (2004) et celle de Khalili et al. (2010).

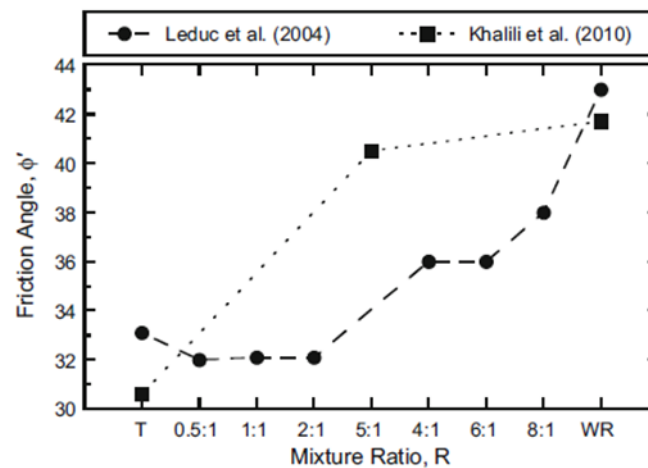


Figure 2.9 : Angle de frottement interne effectif en fonction du ratio de mélanges (Jehring et al., 2016)

Les résultats dépendaient grandement du ratio. Lorsqu'il était inférieur au ratio optimal (R_{opt} voir figure 2.1c), le comportement sous cisaillement était influencé majoritairement par les résidus. À l'inverse, lorsque le ratio était supérieur au ratio optimal (forte teneur en roches stériles), le comportement était influencé majoritairement par les stériles. La composition des résidus miniers aurait également un important effet sur le comportement des matériaux testés (Jehring et al., 2016).

Les travaux de Khalili et al. (2010) ont été fait sur des mélanges dont le diamètre maximal de particule ne dépassait pas 10 mm et ont eu la même tendance générale avec un comportement globalement contrôlé par le squelette de roches stériles.

Plus récemment, Burden et al. (2018) ont confirmé à nouveau la similarité de comportement entre les mélanges paste rock et les stériles seuls au travers des essais de cisaillement direct. L'étude vise à investiguer la résistance au cisaillement de mélanges de stériles et résidus miniers, en particulier la relation entre la résistance et les ratios de mélanges avec un matériel ayant une fraction grossière maximale de 37 mm. Trois ratios stériles : résidus de 0,4-1; 1-1 et 1,8-1 ont été soumis à des contraintes normales de 250 kPa, 500 kPa et 1000 kPa à une vitesse de cisaillement de 0,1 mm/min afin de garantir la condition drainée pendant le test. Les résultats montrent un angle de frottement interne moyen (calculs faits à partir des figures fournies dans l'article) entre 40° et 42°, similaire à celui du comportement mécanique des stériles seuls, et confirme les hypothèses initiales de l'étude.

2.3.2 Caractéristiques hydrogéologiques

Plusieurs études ont porté sur les paramètres hydrogéologiques des mélanges paste rock, principalement la conductivité hydraulique saturée et plus rarement la capacité de rétention d'eau. Pour ce qui est des conductivités hydrauliques saturées, différents ratios ont été étudiés. Wilson et al. (2003b), pour un mélange de ratio sec 5-1 (stérile - résidus), ont obtenu un k_{sat} se rapprochant de 10^{-6} cm/s avec un stérile à granulométrie modifié pour obtenir une gradation étalée uniforme. Fines et al. (2003a), pour un mélange de ratio sec 1-1-2 (stériles - slag - résidus) avec ajout de 1,5 % de bentonite ont obtenu un k_{sat} de 5×10^{-7} cm/s. Wickland et al. (2010) ont étudié les ratios secs (stériles - résidus) de 4,2-1 et 4,3-1 avec et sans préconsolidation. Les mélanges avec préconsolidation atteignent des k_{sat} autour de 10^{-7} cm/s tandis que sans préconsolidation les k_{sat} varient autour de 10^{-5} cm/s. D'une manière générale, on remarque donc que la conductivité hydraulique du mélange est similaire à celle du résidu seul lorsque l'on a un ratio adéquat (stériles - résidus).

La figure 2.10 présente la capacité de rétention d'eau d'un résidu et d'un stérile dont les caractéristiques sont typiques de ce que l'on retrouve dans la littérature. Cette figure

met également en évidence la courbe de rétention d'eau correspondant à un mélange paste rock. Bien que la porosité du mélange soit plus faible que celle des matériaux qui le compose, on remarque que l'AEV est autour de 150 cm d'eau, proche des 200 cm pour l'AEV des résidus seuls et près de 3 cm pour l'AEV des stériles seuls.

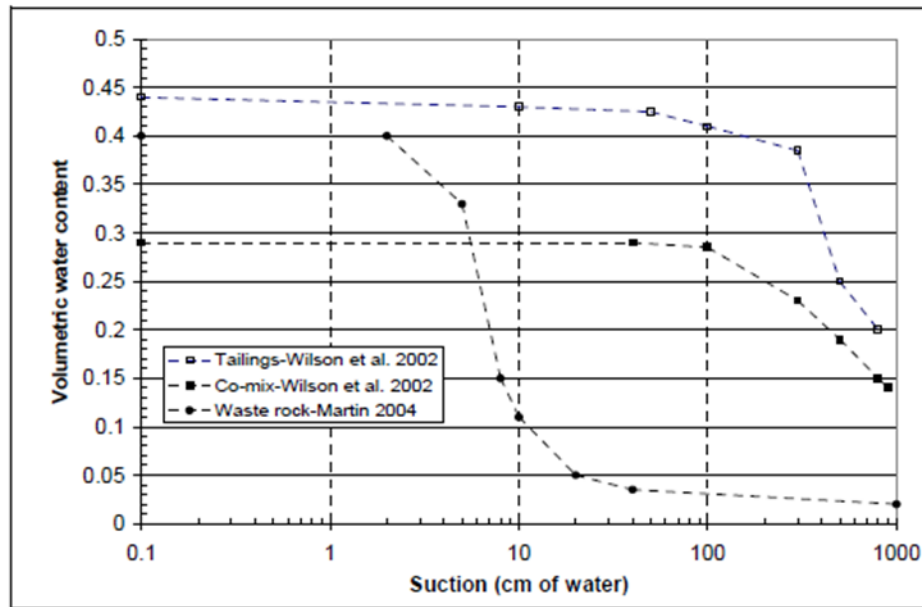


Figure 2.10 : Courbe de rétention d'eau de résidus et d'un mélange (Wilson et al., 2002) et d'un stérile (Martin, 2004)
(Bussi re, 2007, d'apr s Wilson (2002))

Les travaux de Mohammad et Bareither (2017) se sont pench s sur la capacit  des m langes   limiter la percolation. Ils ont  tudi  respectivement diff rents types de r sidus avec et sans roche st rile. Bien que la distribution granulom trique des roches st riles (et donc des m langes) ne soit pas sp cifi e et qu'ils ne parlent pas sp cifiquement du paste rock (en termes de nomenclature), il semblerait que les m langes  tudi s permettent des taux de percolations similaires voir inf rieurs   ceux des r sidus seuls. Les r sultats d pendent de l' paisseur de la couche de mat riaux, mais  galement de la composition des r sidus ainsi que du ratio de m lange st riles : r sidus.

Afin de conclure ce chapitre, on présente plus bas un tableau récapitulatif des caractéristiques des mélanges paste rock tirés de la littérature et mis à jour de Charbonneau et al. (2018). Ce tableau rappelle le principe, les objectifs des mélanges ainsi que leurs avantages, désavantages et principales références à ce jour (Tableau 2.4).

La revue de littérature sur les propriétés hydrogéotechniques du paste rock montre que les mélanges ont une structure homogène comprenant un squelette de roches stériles ainsi qu'une matrice de résidus, le tout ayant une conductivité hydraulique saturée de plusieurs ordres de grandeur inférieure à celle des stériles et proche ou inférieure à celle des résidus. Sa capacité de rétention d'eau est également proche de celle des résidus seuls. Les études indiquent que les propriétés hydrogéologiques des mélanges de type paste rock semblent s'approcher de celles requises pour les matériaux de recouvrement de type barrière à l'oxygène (Bussière et al. 2007; Aubertin et al. 2015).

Leur granulométrie bimodale pourrait entraîner des instabilités internes et nécessite des études complémentaires. En effet, dans la littérature on retrouve une quantité importante de conductivités hydrauliques saturées pour le paste rock de plusieurs ordres de grandeur de différence et le fait d'être en présence d'un matériau à la granulométrie bimodale pourrait en partie expliquer cette observation.

C'est dans l'objectif de développer une compréhension plus approfondie des mélanges paste rock et leur fonctionnement interne que la section suivante traitera des matériaux à structure bimodale et de leur caractérisation hydrogéotechnique.

Tableau 2.4 : Principes et caractéristiques des mélanges paste rock
(adapté de Bussière, 2007)

	Co-mixing / paste rock
Objectifs	Améliore la stabilité physique des résidus, chimique et hydrogéologiques des stériles miniers.
Principes	Mélange homogène de stériles et résidus miniers pour produire un nouveau matériel avec des meilleures propriétés hydrogéotechniques
Avantages et bénéfices	<p>Améliore la résistance mécanique des résidus</p> <p>Facilite la restauration des sites miniers</p> <p>Réduit la production de DMA dans les stériles</p> <p>Réduit la taille des aires de stockage des déchets miniers</p> <p>Les propriétés hydrogéologiques s'approchent de celles des résidus seuls</p> <p>Les propriétés mécaniques s'approchent de celles des stériles seuls</p> <p>Réduit (voir élimine pour les mines souterraines) le volume déchets miniers à entreposer en surface</p>
Désavantages et incertitudes	<p>L'approche est encore assez conceptuelle</p> <p>Possibilité d'avoir une sensibilité à l'érosion interne, propension au risque d'instabilité interne</p> <p>Méthode pour déterminer le ratio idéal non développée</p> <p>Impact des mélanges sur les propriétés physiques et chimiques de ceux-ci peu connus et documentés</p>
Principales références	<p>Williams et al. (2003)</p> <p>Wilson et al. (2001, 2003, 2006, 2008)</p> <p>Wickland et Wilson (2005)</p> <p>Miskolczi (2007)</p> <p>Godbout (synthèse environnementale) (2007)</p> <p>Wickland et al. (2006, 2010, 2017)</p> <p>Khalili et al. (2010)</p> <p>Pouliot et al. (2017)</p> <p>Burden et al. (2018)</p>

2.4 Étude de mélanges de sols aux comportements hydrogéotechniques similaires à ceux des mélanges paste rock

Les travaux de Benamar et al. (2012) et Seghir et al. (2014) se sont penchés sur l'influence des particules fines sur le comportement physique de mélanges de sols en particulier la propension à l'instabilité interne. Il semblerait d'une part que le type de matériau fin (sa composition minéralogique) ait une influence sur la tendance d'un matériau à observer de l'instabilité interne. De la kaolinite, du silt et de l'illite en même proportion ont été testés et les résultats en termes de temps de résistance à l'érosion interne sont sensiblement différents. D'autre part, la migration des fines au sein du matériau va être influencée par l'augmentation du gradient hydraulique (de 1 à 7 dans l'étude) et avoir un impact direct sur la conductivité hydraulique saturée. Pour chaque minéralogie à l'étude, des essais ont été menés et la conductivité hydraulique saturée baisse légèrement avec l'augmentation du gradient selon la composition du matériel (Figure 2.11).

Notons que sur l'échelle verticale de la figure les valeurs de k_{sat} sont toutes entre 2×10^{-5} m/s et 12×10^{-5} m/s. Les travaux ont été effectués sur des mélanges sable-fines avec un diamètre maximal du sable de 0.5 mm et une teneur en fines (silt, kaolinite ou illite) entre 5% et 20% massique du mélange (Seghir et al. 2014). L'étude ne donne pas plus d'indications granulométriques sur les composantes dans mélanges.

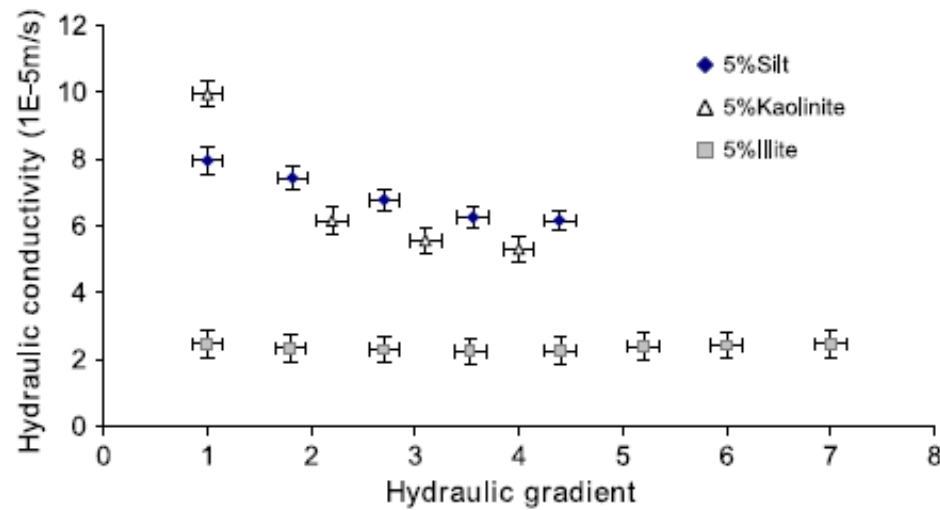


Figure 2.11 : Influence du gradient sur la conductivité hydraulique de différentes compositions de matériel
(Seghir et al., 2014)

Leurs travaux ont tenté d'expliquer l'influence de la minéralogie en exprimant l'hypothèse que ce comportement est dû à l'érodabilité de la kaolinite et du silt comparé à celle de l'illite avec le détachement des particules, leur migration au sein du matériau et l'emprisonnement de celles-ci dans des pores ce qui a pour effet de diminuer la conductivité hydraulique saturée. D'autres tests ont également montré que plus la teneur en fines augmente pour un même matériau, plus la conductivité hydraulique saturée diminue avec l'augmentation du gradient (Figure 2.12).

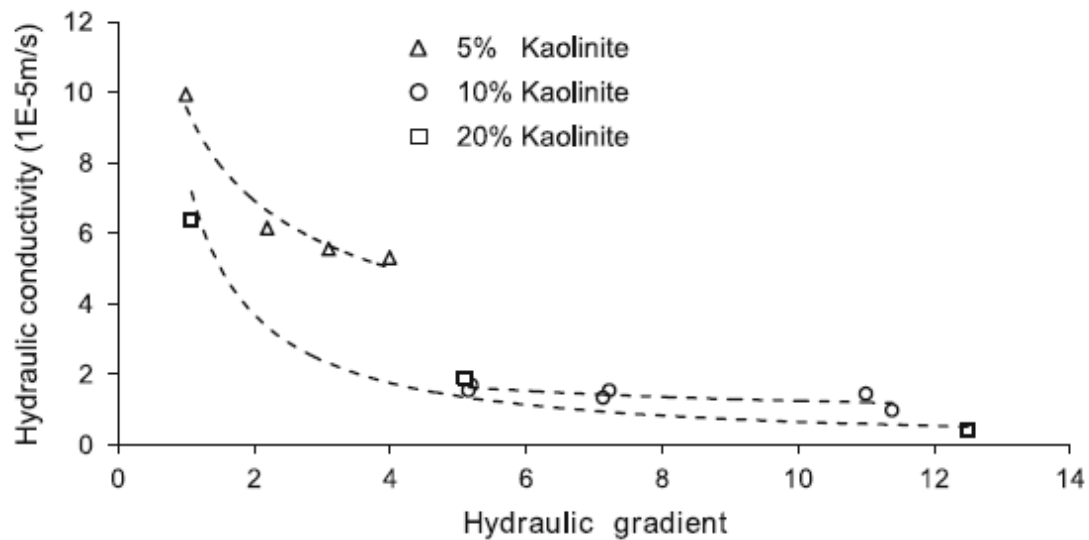


Figure 2.12 : Évolution de la conductivité hydraulique selon le gradient et la proportion de kaolinite dans le mélange
(Seghir et al., 2014)

On peut donc en conclure que la proportion ainsi que la composition des fines présentes dans un matériau influenceront son comportement physique même si la différence de granulométrie entre les matériaux mélangés est plus faible que la différence entre un stérile et un résidu minier utilisé dans un paste rock typique.

D'autres études ont également fait varier le taux de fines et ont observé l'impact sur la conductivité hydraulique saturée. C'est le cas des travaux de Koffi et al. (2008) qui, pour plusieurs teneurs en fines, a calculé et mesuré la porosité ainsi que la conductivité hydraulique saturée ensuite. Ils ont travaillé avec des matériaux à granulométrie étalée afin de mettre en évidence la capacité ou non des modèles tels que celui de Kozeny-Carman modifié (KCM) à prédire la conductivité hydraulique saturée. Ils ont également tenté de prédire la porosité à partir de la théorie des mélanges et de la théorie sur l'arrangement idéal des particules. Les résultats de cette étude montrent différents

aspects pertinents à la présente étude. Tout d'abord, on observe que l'évolution de la porosité évolue en fonction du pourcentage de fines (Figure 2.13).

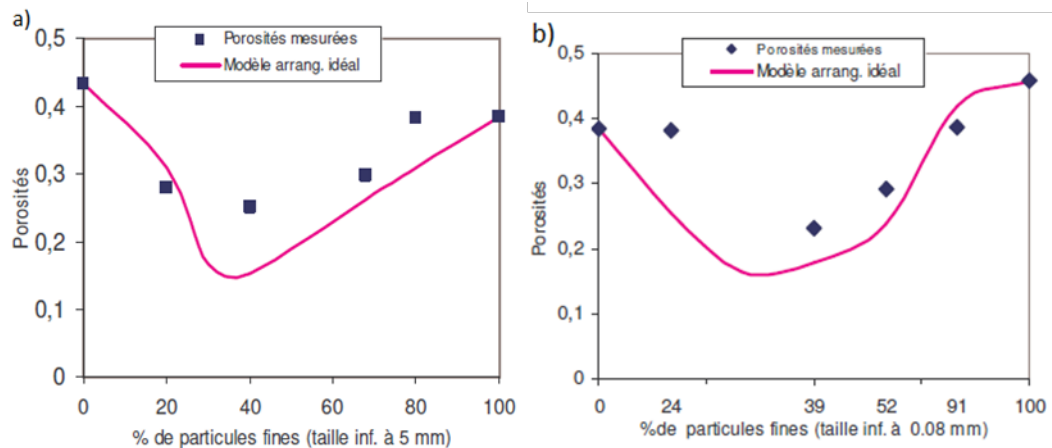


Figure 2.13 : Comparaison des porosités prédites en fonction du pourcentage de particules fines et de la porosité mesurées par (a) Hernandez (2007) et (b) Ouangrawa (2007)
(Koffi et al., 2008)

On remarque sur ces courbes la baisse de la porosité jusqu'aux alentours de 40 % de particules fines environ. Cela peut s'expliquer par le contrôle de la porosité par le squelette de particules grossière; les particules fines boucheront les pores de la fraction grossière et feront ainsi diminuer la porosité. Ensuite, avec l'augmentation de la teneur en fines, elles prendront de plus en plus de place entre les pores des particules grossières jusqu'à venir imposer leur porosité. La porosité minimale est atteinte lorsque les pores des particules grossières sont remplis par les particules fines; on atteint un mélange optimal ainsi qu'une densité optimale (Koffi et al., 2008).

On observe une tendance similaire entre les valeurs de porosités mesurées et celles prédites. Les quelques écarts sur les courbes peuvent se traduire par l'action de la forme et sphéricité des particules, l'effet de parois, la compactage ainsi que le rapport de taille

de particules qui ne sont pas pris en compte dans les modèles prédictifs utilisés, mais qui peuvent influencer la porosité d'un matériau.

Dans la figure 2.14, les valeurs de conductivités hydrauliques mesurées au laboratoire (courbe 1) sont comparées à celles prédites par le modèle Kozeny-Carman Modifié (KCM) appliqué directement aux données de porosité mesurées (courbe 2), ou couplées au modèle basé sur l'arrangement idéal des particules (courbe 3) et à celui basé sur la théorie des mélanges (courbe 4).

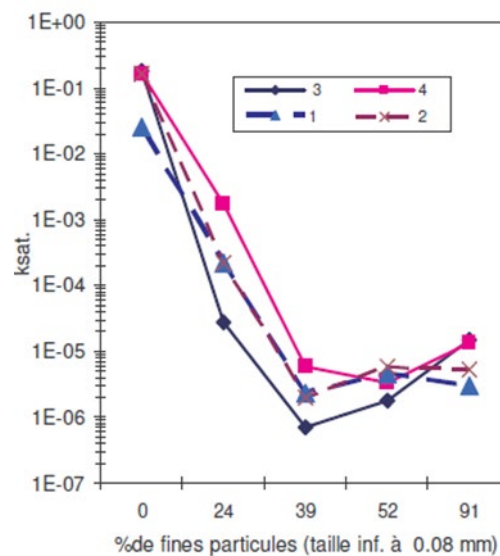


Figure 2.14 : Comparaison des conductivités hydrauliques saturées prédites et mesurées dans mélange de résidus miniers (Koffi et al., 2008)

On remarque que la courbe basée sur la prédiction par l'arrangement idéal des particules sous-estime un peu les valeurs de conductivités hydrauliques saturées. Cela peut provenir du fait que cette théorie ne tient pas compte que certaines particules fines sont très proches de la taille des pores et peuvent désorganiser quelque peu la structure en modifiant les interconnexions entre les pores. Cet aspect peut donc sous-estimer les données déduites de cette prédiction.

2.5 Propension au phénomène de suffusion

Initialement abordée par Pavlov (1898) et largement étudiée depuis par de nombreux auteurs, la suffusion est définie comme étant le phénomène par lequel les particules fines d'un sol vont se déplacer au travers des particules grossières constituant son squelette (Ziems, 1969). Une définition plus récente de Wan et Fell (2004) ajoute le fait que la structure grossière n'est pas réarrangée suite au phénomène de migration de particules fines. Cette précision induit la présence de deux fractions de sol, une primaire (squelette grossier) et une secondaire (fraction fine). Ils soulignent dans leurs travaux que trois critères sont nécessaires à l'apparition de la suffusion : i) les particules appartenant à la fraction fine doivent avoir un diamètre inférieur à celui des pores de la fraction grossière; ii) leur quantité ne doit pas remplir totalement les pores ni être supérieure par rapport aux particules grossières auquel cas le squelette solide se mettrait à « flotter » dans une matrice fine; iii) le flux au travers de la matrice doit être assez important pour pouvoir mettre en mouvement la fraction fine dans les pores des grosses particules. Le phénomène de suffusion implique donc un détachement et une migration particulière, mais également une déposition ou éventuellement la formation d'un bouchon (Seghir et al., 2014).

La suffusion est souvent confondue avec la suffosion, mais on peut différencier ces termes comme étant la migration de fines à travers un squelette solide stable pour la suffusion contrairement à un squelette instable pour la suffosion (Richard et Reddi, 2007). Les travaux de Moffat et al. (2011) viennent compléter cette subtilité en ajoutant qu'il n'y a pas de variation de volume de sol en présence de suffusion tandis que la suffosion peut entraîner l'effondrement de la matrice solide.

Par ailleurs, la susceptibilité à la suffusion des matériaux dépend de plusieurs paramètres : la granulométrie, la forme des grains, la taille des pores, la porosité, la rugosité des grains, ainsi que leurs cohésions, le gradient hydraulique, la direction de l'écoulement et les propriétés du fluide (Shuler, 1995). Les sols les plus sujets à ce

genre de phénomènes sont donc les sols avec une granulométrie très étalée, ou une granulométrie dite bimodale (Wan et Fell, 2008).

De nombreux travaux ont été réalisés pour déterminer le critère d'un matériau susceptible à la suffusion. Par exemple, Istomina (1957) affirme qu'à partir d'un $C_U \geq 20$ il y a un risque suffusion et qu'en présence d'un $C_U \leq 10$ il n'y a pas possibilité de suffusion; hypothèse modérée par les travaux de Sherard (1979, 1986) qui ajoutent quelques nuances puis réfutée par les travaux de Wan et Fell (2004) qui montrent la possibilité d'avoir un matériau avec un $C_U < 10$ capable de subir de la suffusion tout comme un matériau dont le C_U excède largement 20.

Les travaux de Terzaghi (1939) proposent un critère pour caractériser la susceptibilité à la suffusion basé sur la granulométrie de la fraction grossière et de la fraction fine du mélange :

$$\text{Terzaghi (1939)} \quad \frac{D'_{15}}{d'_{85}} \leq 4 \quad (2.6)$$

Où D'_{15} est le diamètre correspondant à 15 % de passant sur la courbe granulométrique de la partie des particules grossières et d'_{85} est le diamètre correspondant à 85 % de passant sur la courbe granulométrique de la partie des particules fines. La difficulté avec ce genre de critère est de déterminer le diamètre de séparation de ces deux fractions.

Kezdi (1969) et Sherard (1979) proposent une méthode d'élaboration de ces paramètres en déterminant le point A séparant les fractions fines et grossières du matériau à l'aide de courbes prédictives. Kezdi (1969) et Sherard (1979) proposent de placer le point A sur la courbe granulométrique à l'endroit où une courbe linéaire de pente respective de 24,9 % et 21,5 % entre en contact avec la courbe granulométrique (Figure 2.15).

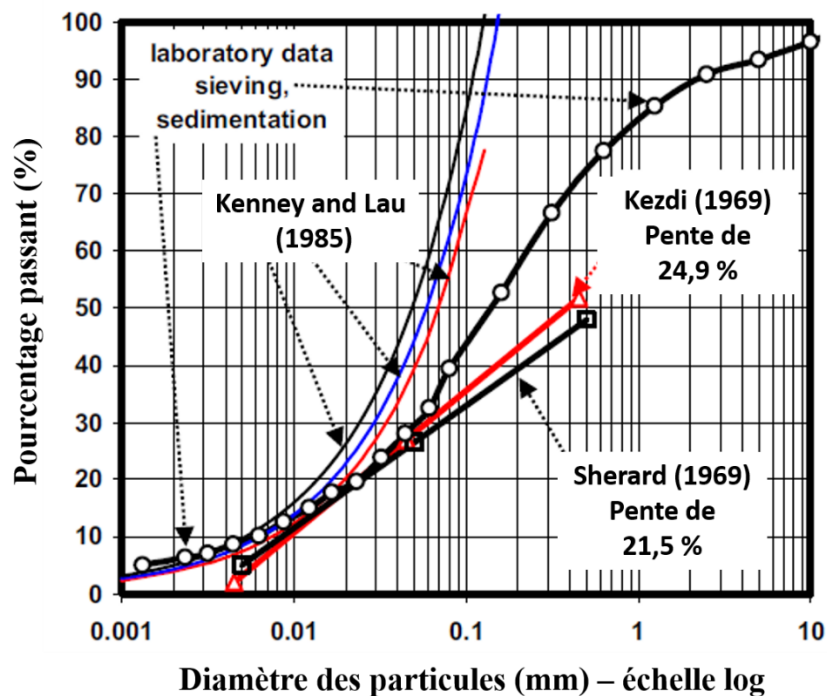


Figure 2.15 : Exemple d'une courbe granulométrique avec l'expression des trois courbes de prédiction de suffusion de Kezdi (1969), Sherard (1979) et Kenney et Lau (1985)

(adapté de Chapuis et Saucier (2019))

La méthode de Kenney et Lau (1985) est un peu plus complexe, car la courbe permettant de déterminer le point A n'est pas linéaire. Il est proposé de suivre l'équation 2.7 afin de déterminer chaque point permettant de tracer la courbe.

$$\begin{array}{l} \text{Kenney et Lau} \\ (1985) \end{array} \quad y = y_x \times \left[\left(\frac{x}{d_x} \right)^{0,7213} \right] \quad (2.7)$$

Où y représente l'ordonnée d'un point de la courbe à tracer, d_x et y_x représentent l'abscisse et l'ordonnée de points sur la courbe granulométrique. Le paramètre y doit être calculé pour chaque x soit chaque diamètre granulométrique afin de pouvoir tracer une courbe complète. Plusieurs ensembles d_x et y_x doivent être testés afin de tracer la

courbe qui suit le mieux la forme de la courbe granulométrique à analyser (voir exemple figure 2.15). Une fois la courbe tracée, le point A est déterminé comme étant celui qui est le point de juxtaposition moyen entre la courbe de prédiction et la courbe granulométrique analysée.

Les travaux de Chapuis (1992) illustrent les méthodes de Kezdi (1969), Sherard (1979) et Kenney et Lau (1985) dans la figure 2.16, regroupant les points déterminés d'après le point A lui-même déterminé au préalable.

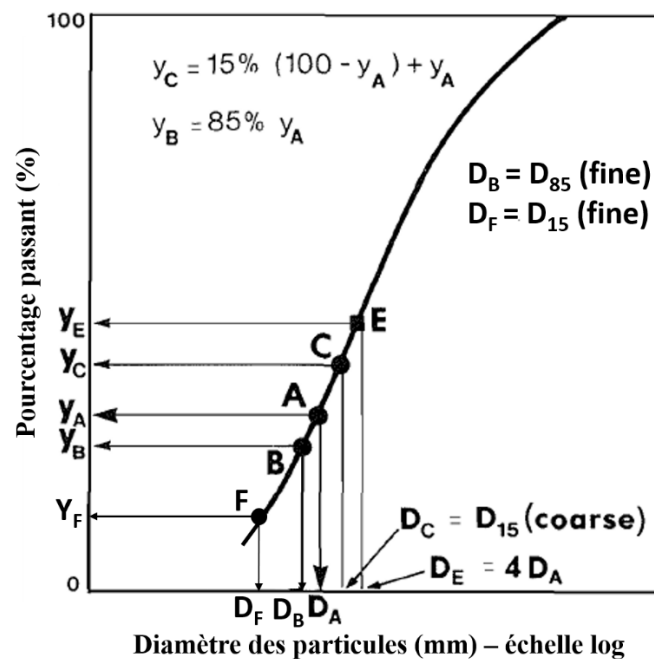


Figure 2.16 : Illustration du critère d'instabilité interne
(adapté de Chapuis (1992))

La figure 2.16 recense les points A, B, C, E et F qui permettront ensuite de calculer les critères de susceptibilité à la suffusion. Les équations des coordonnées de ces points sont présentées dans le tableau 2.5.

Tableau 2.5 : Équations des coordonnées des points A, B, C, E et F

Points sur la courbe granulométrique	Coordonnées		Équations
	X	Y	
A	$D_A(\lg)$	$Y_A(\lg)$	
B	$D_B(\lg)$	$Y_B = 0,85 \times Y_A$	(2.8)
C	$D_C(\lg)$	$Y_C = Y_A + [0,15 \times (100 - Y_A)]$	(2.9)
E	$D_E = 4 \times D_A$	$Y_E(\lg)$	(2.10)
F	$D_F(\lg)$	$Y_F = 0,15 \times Y_A$	(2.11)

Où (lg) signifie lecture graphique.

Leurs travaux suggèrent les valeurs limites pour les critères de stabilité de sorte que lorsqu'ils ne sont pas respectés, il y a risque de suffusion.

$$\text{Kezdi (1969)} \quad \frac{D_C}{D_B} < 4 < \frac{D_C}{D_F} \quad (2.12)$$

$$\text{Sherard (1979)} \quad Ir \text{ (degré d'instabilité)} = \frac{D_C}{D_B} \quad (2.13)$$

$$Ir < 5$$

$$\text{Kenney et Lau (1985)} \quad Y_E - Y_A > Y_A \quad (2.14)$$

D'autres travaux comme ceux de Burenkova (1993) ont étudié des sols de type silt-sable-graviers basés sur la relation entre les paramètres D_{90} , D_{60} et D_{15} tel que :

$$\text{Burenkova (1993)} \quad h' = \frac{D_{90}}{D_{60}} \quad (2.15)$$

$$h'' = \frac{D_{90}}{D_{15}} \quad (2.16)$$

Où h' représente la capacité de filtre du matériau testé et h'' représente la pente de la fraction grossière de ce même matériau.

Un diagramme semi-logarithmique permet ensuite de tracer h' en fonction h'' (Figure 2.17).

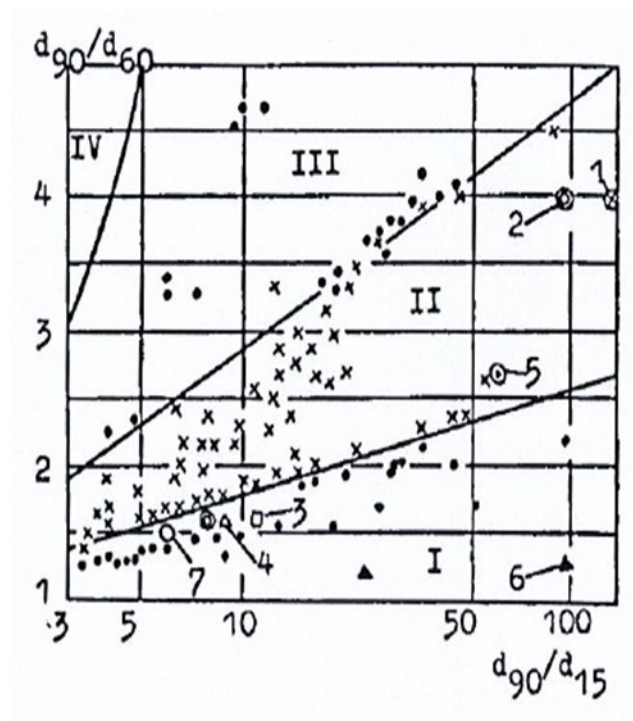


Figure 2.17 : Évaluation du procédé de suffusion au regard des résultats de tests
(Burenkova, 1993)

La figure 2.17 met en évidence 4 zones I, II, III et IV possibles. La zone II regroupe les matériaux stables, les zones I et III les matériaux instables sous certaines conditions hydrauliques et la zone IV pour les matériaux de composition artificielle. Les matériaux classés non suffusifs (zone II) seraient supposés suivre l'inégalité suivante :

$$0.76 \log(h'') + 1 < h' < 1.86 \log(h'') + 1 \quad (2.17)$$

La fraction fine qui ne cause pas d'augmentation de volume (D_{dv}) représente la limite entre la structure primaire et secondaire des matériaux. Cette limite peut être estimée par la relation suivante :

$$0.55 (h'')^{-1.5} < \frac{D_{dv}}{D_{max}} < 1.87 (h'')^{-1.5} \quad (2.18)$$

Cette méthode de classement a été reprise et retravaillée dans les travaux de Wan et Fell (2004, 2008) qui ont proposés de calculer la probabilité d'occurrence d'instabilité interne P en utilisant les critères de Burenkova (1993) (Figure 2.18).

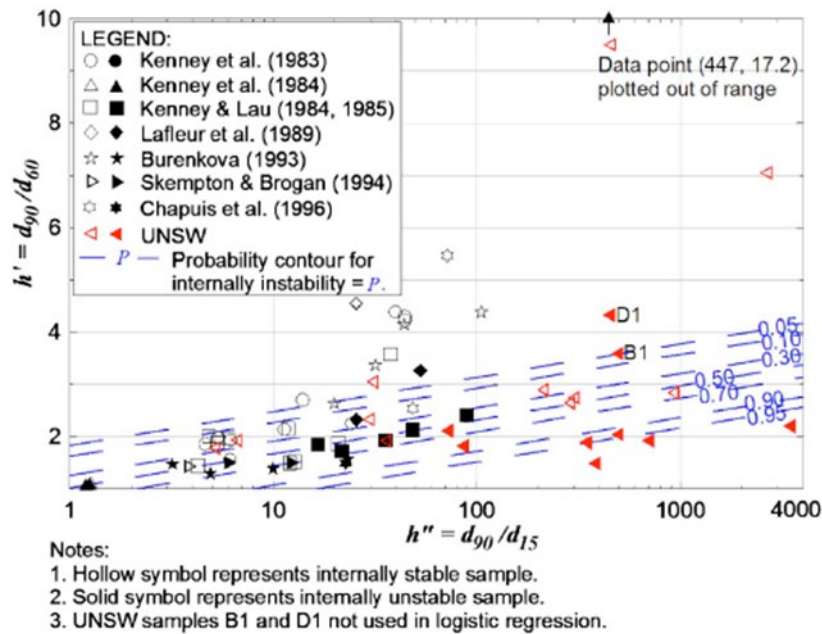


Figure 2.18 : Probabilité d'occurrence du phénomène d'instabilité interne pour les sols silt-sable-gravier avec des teneurs en argile plastique limitées
(Wan et Fell, 2008)

Les calculs liés à l'élaboration du paramètre P sont présentés dans le tableau 2.6.

Tableau 2.6 : Détail des équations proposées par Wan et Fell (2008) pour calculer la probabilité d'occurrence de la suffusion

Équations	Paramètres
$P = \frac{\exp(Z)}{1 - \exp(Z)}$	P représente la probabilité d'instabilité interne, plus P est grand plus le matériau est à risque (2.19)
$Z = 2.378 \log(h'') - 3.648h' + 3.701$	Pour les mélanges limon-sable-gravier et les mélanges argile-limon-sable-gravier, avec : (2.20) <ul style="list-style-type: none"> - Indice de plasticité $< 13\%$ - Teneur en argile $< 10\%$
$Z = 3.875 \log(h'') - 3.59h' + 2.336$	Pour les mélanges sable-gravier avec : (2.21) <ul style="list-style-type: none"> - Fines non plastiques (< 0.075 mm) $< 10\%$

Les paramètres h' et h'' sont calculés selon la méthode de Burenkova (1993).

La figure 2.19 recense les résultats des travaux de nombreux autres auteurs tels que Kenney et al. (1983, 1984), Kenney et Lau (1984, 1985), Burenkova (1993), Chapuis et al. (1996) etc. et les compare entre eux. Il semblerait d'après Wan et Fell (2008) que la plupart de ces méthodes soient conservatrices, celle de Burenkova (1993) l'étant un peu moins. Les nombreux résultats et essais ont mis en valeur le fait que les matériaux ayant une pente raide dans la fraction grossière de leur courbe granulométrique et une pente très faible dans la fraction fine étaient plus susceptibles

d'être instables. Une méthode alternative inspirée de celle de Burenkova pour les sols silt-sable-gravier à granulométrie étalée est proposée basée sur les paramètres granulométriques et présentée à la figure 2.19. Trois zones de classement sont proposées pour les matériaux à l'étude, une zone stable, une zone de transition et une zone instable.

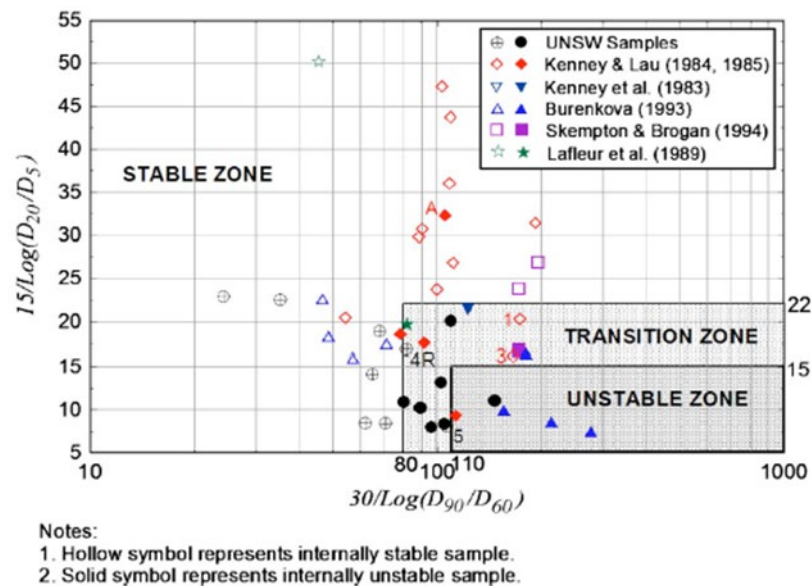


Figure 2.19 : Méthode alternative de la mise en évidence du potentiel de suffusion pour un sol silt-sable-gravier à granulométrie étalée (Wan et Fell, 2008)

Les essais de Wan et Fell (2008) ont été faits avec un dispositif expérimental permettant de récupérer l'eau passée au travers de l'échantillon de sol testé (Figure 2.20). C'est une étude visuelle qui permet donc de déterminer si le matériel a subi de la suffusion. L'opacité de l'eau témoigne de la migration potentielle de fines à travers les agrégats.

En somme, un matériel avec une granulométrie discontinue va subir une érosion interne plus rapidement qu'un sol avec une bonne gradation pour la même proportion de fines, car le matériel à granulométrie bimodale ou plurimodale n'a pas la proportion de matériel intermédiaire pour retenir la migration des fines.

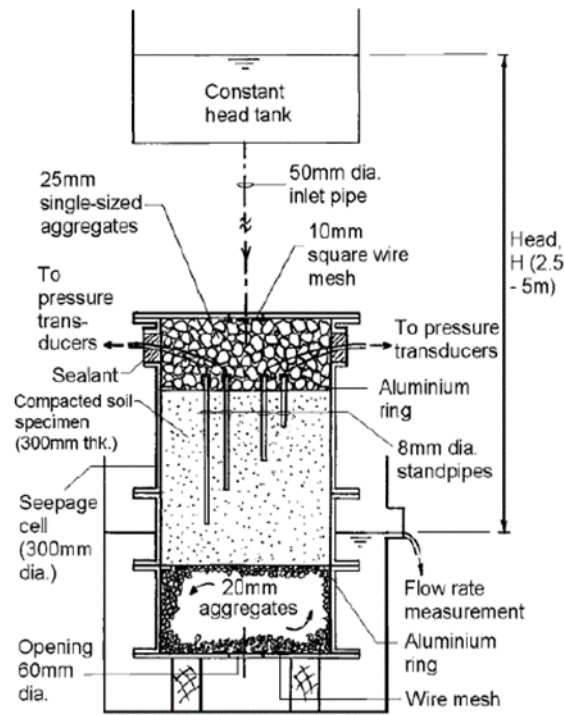


Figure 2.20 : Dispositif expérimental de mesure de propension à la suffusion
(Wan et Fell, 2008)

Le potentiel d'instabilité d'un matériau est donc contrôlé par les caractéristiques physiques des sols et les caractéristiques hydrauliques de l'écoulement passant au travers. La granulométrie, la densité et la porosité sont les principaux facteurs d'influence physiques, la vitesse d'écoulement ainsi que le gradient sont les facteurs d'influence hydrauliques. Les premières caractéristiques permettent de reconnaître un matériau suffusible tandis que les secondes détermineront le seuil d'initiation de l'érosion (Fellag, 2016).

Les mélanges paste rock par leur granulométrie bimodale ont donc un risque non négligeable d'être soumis à la suffusion. Il n'y a cependant pas d'étude à ce jour le témoignant.

2.6 Besoin en recherche

Il apparaît au vu de la revue de la littérature présentée dans les sections précédentes qu'il y a un réel besoin en recherche afin de mieux comprendre les propriétés hydrogéologiques et géotechniques des mélanges paste rock. Il semblerait que ce matériau encore peu étudié a potentiellement les propriétés hydrogéologiques des résidus seuls et celles géotechniques et mécaniques des stériles seules. Les études passées ont permis de bien comprendre le comportement hydrogéologique et géotechnique des composantes du mélange paste rock (les résidus et stériles miniers), mais très peu d'entre elles se consacrent à caractériser le comportement des mélanges de ces deux matériaux. Dans un contexte où l'industrie minière s'intéresse de plus en plus à la technologie du paste rock, il est essentiel de poursuivre la recherche sur la caractérisation de ce matériau. Sans ce type de travaux, on risque d'appliquer la technologie de façon non rigoureuse, ce qui pourrait mener à des conceptions mal adaptées et à d'éventuels problèmes techniques et environnementaux (ex. sous performance des infrastructures pour contrôler le DMA si le matériau est utilisé comme recouvrement).

Chapitre 3 MATÉRIAUX ET MÉTHODES

L'échantillonnage sur le terrain et la caractérisation des matériaux en laboratoire sont des étapes cruciales du projet. Les résultats de caractérisation seront déterminants quant à la sélection du mélange optimal et pour la mise en place des opérations futures. Il est primordial de connaître les caractéristiques de chacun des matériaux utilisés ainsi que leur comportement individuel afin de comprendre par la suite les résultats obtenus sur les mélanges. Ce chapitre présente les matériaux et les méthodes utilisées pour la caractérisation physique et hydrogéotechnique des composantes du paste rock (résidus et stériles). On présente ensuite les divers essais effectués sur les mélanges de paste rock ainsi que les techniques utilisées à l'élaboration de ceux-ci.

3.1 Matériaux à l'étude

Les matériaux utilisés pour cette étude sont du stérile minier CPO et des résidus miniers MCM, tous deux provenant de la mine Canadian Malartic située à environ 80 km à l'Est de Rouyn-Noranda. Les résidus ont été prélevés dans différentes aires d'entreposage à la mine, homogénéisés par quartage au sol au laboratoire de l'URSTM, avant d'être entreposés en chaudières. Les stériles CPO ont été échantillonné et tamisé à 50 mm directement à la mine avant d'être homogénéisés par quartage au sol au laboratoire puis entreposés en chaudières. Des échantillons représentatifs de ces deux matériaux ont été prélevés pour leur caractérisation physique minéralo-chimique et hydrogéologique.

3.2 Caractérisation physique des composantes des mélanges paste rock

3.2.1 Granulométrie

3.2.1.1 Méthode de caractérisation de la granulométrie

Les courbes granulométriques des résidus ont été obtenues par un granulomètre laser Malvern Mastersizer (Black et al., 1996). La fraction granulométrique analysée par l'appareil est comprise entre 5×10^{-5} mm et 0,9 mm. Le principe de fonctionnement est le suivant : les particules à caractériser sont en mouvement dans une cellule d'analyse pendant qu'un rayon laser se diffracte sur celles-ci. L'intensité et l'angle de la diffraction permettent d'établir la distribution granulométrique volumique de l'échantillon. Plus les particules sont grosses, plus le rayon sera diffracté.

Les données brutes obtenues sont ensuite traitées sur Excel à l'aide du tableur interne PGranuloVPB. On obtient avec cet outil une courbe granulométrique ainsi que les données telles que D_{10} , D_{30} , D_{50} , D_{60} , D_{90} tel que D_x correspond au diamètre des particules pour lequel il y a un pourcentage des tamisages cumulés de x %. Par exemple, D_{10} est le diamètre de particule pour lequel 10 % des particules ont un diamètre inférieur.

Ces diamètres D_x permettent de calculer d'autres paramètres granulométriques tels que le coefficient d'uniformité C_U et le coefficient de courbure C_C (Holtz et Kovacs, 1991).

Le $C_U = D_{60}/D_{10}$ et permet de caractériser l'étalement des grains (plus C_U est grand, plus la granulométrie est étalée):

Tableau 3.1 : Classe granulométrique des matériaux selon le coefficient d'uniformité
(d'après Holtz et Kovacs (1991))

Coefficient d'uniformité	Classes de granulométrie
$C_u \leq 2$	Granulométrie très serrée.
$2 < C_u \leq 5$	Granulométrie serrée.
$5 < C_u \leq 20$	Granulométrie semi-étalée.
$20 < C_u \leq 200$	Granulométrie étalée.
$200 < C_u$	Granulométrie très étalée.

Le $C_c = (D_{30})^2 / (D_{10} * D_{60})$ est un autre paramètre granulométrique qui sert à caractériser la distribution des particules (Holtz et Kovacs, 1991) avec :

- $C_c > 1$: peu de fines
- $C_c \approx 0.5$: granulométrie étalée régulièrement
- $1 < C_c < 3$: type gravier, sable propre

Les stériles miniers contiennent une granulométrie étalée. C'est pourquoi plusieurs étapes sont nécessaires pour déterminer leur courbe granulométrique. Les stériles sont tamisés sur site lors de l'échantillonnage afin de ne conserver que la fraction étudiée au laboratoire (la présente étude se penchera uniquement sur la fraction 0-50 mm). La fraction grossière (5 mm à 50 mm) est tamisée au tamis électrique vibrant avec les tamis de mailles 56 mm, 40 mm, 28 mm, 20 mm, 14 mm, 10 mm et 5 mm. Les passants à 5 mm seront tamisés dans un second granulomètre électrique avec les tamis 2,5 mm, 1,25 mm, 0,63 mm, 0,315 mm, 0,16 mm et 0,125 mm. Les particules passant le tamis 0,125 mm sont envoyées au granulomètre laser si la fraction est supérieure à 3% afin de déterminer la distribution granulométrique de la fraction fine.

La masse initiale de matériel est connue, on pèse chaque fraction retenue dans chaque tamis et cela nous permet de tracer la courbe granulométrique. Les détails de la norme utilisée se retrouvent dans ASTM D6913-04.

3.2.1.2 Résultat de l'analyse granulométrique

La figure 3.1 présente les courbes granulométriques respectives des résidus de la mine Canadian Malartic et celle des stériles CPO.

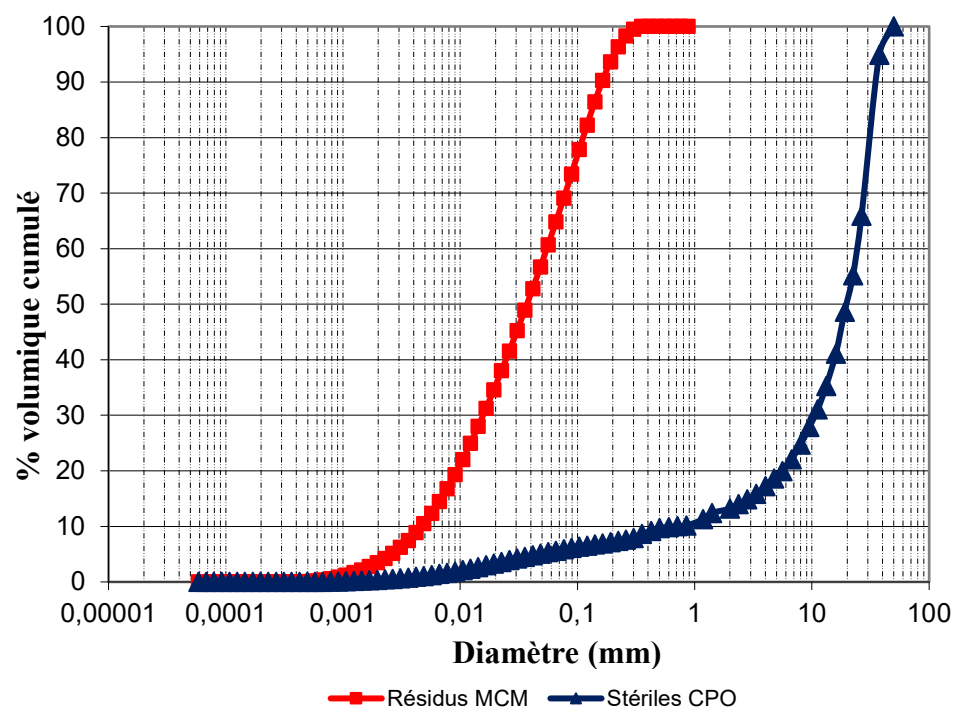


Figure 3.1 : Courbes granulométriques des stériles CPO et résidus MCM

Les paramètres du tableau 3.2 permettent de classer les matériaux selon la norme USCS d'après le livre de Holtz et Kovacs (1991).

Tableau 3.2 : Paramètres granulométriques des matériaux étudiés

Paramètres	Unité	Stériles CPO	Résidus MCM
$C_U = D_{60}/D_{10}$	-	40,0	11,1
$C_C = D_{30}^2/(D_{60} * D_{10})$	-	6,9	1
D_{10}	mm	0,6	0,0047
D_{30}	mm	10	0,0157
D_{50}	mm	20	0,0372
D_{60}	mm	24	0,0548

Les résidus sont des silts peu plastiques (ML) caractérisés par un bon étalage granulométrique sans prédominance d'une fraction particulière. Les stériles CPO font partie des graviers propres mal gradués GP avec une granulométrie étalée (C_U compris entre 20 et 200) avec prédominance d'une fraction grossière (C_C supérieur à 3). Ces valeurs sont habituellement celles retrouvées dans la littérature (voir sections 2.2.1. et 2.2.2).

3.2.2 La densité relative des grains

3.2.2.1 Méthode de caractérisation de la densité relative des grains

La densité relative des grains (D_r , également souvent identifié par l'acronyme G_s) se détermine au pycnomètre à hélium AccuPyc 1330 Micrometrics qui utilise un cylindre de volume connu dans lequel on intègre une quantité de matériel dont on connaît de façon précise la masse (norme ASTM D854). À l'aide de la pression de gaz entrant dans le cylindre, l'appareil mesure le volume du solide dans le cylindre ($\pm 0,03 \%$). La masse de l'échantillon divisé par le volume du solide permet de calculer le D_r (= masse / volume). Les stériles ont été broyés à un diamètre inférieur à 19 mm, mais les résidus ont été caractérisés tel quel.

3.2.2.2 Résultat de caractérisation de la densité relative

Les D_r des matériaux provenant de mines aurifères sont généralement compris entre 2,6 et 2,9 (e.g., Vick, 1990; Bussière, 1993, 2007; Aubertin et al., 1996) même si

parfois les rejets très sulfureux peuvent avoir des D_r plus élevés autour des 4,5. Les résultats sont présentés dans le tableau 3.3.

Tableau 3.3 : Paramètres D_r des matériaux étudiés

Matériaux	Densité relative D_r
Résidus MCM	2,76
Stériles CPO	2,73

Ces résultats sont également représentatifs des D_r des composantes principales des matériaux à savoir le quartz, l'albite et la calcite qui ont des D_r entre 2,6 et 2,7 (résultats détaillés à la section 3.4).

3.3 Caractérisation hydrogéologique des composantes des mélanges paste rock

3.3.1 La conductivité hydraulique saturée

3.3.1.1 Méthode de caractérisation

Le test de perméabilité sert à déterminer la conductivité hydraulique saturée (k_{sat}) des matériaux. Dans le cas des résidus miniers, comme la granulométrie est fine, on utilise un perméamètre normé à paroi rigide (Figure 3.2) et le test est effectué à charge variable selon la norme ASTM D5856-95 (07) :



Figure 3.2 : Perméamètre à paroi rigide pour essai de conductivité hydraulique à charge variable, photographie au laboratoire du montage réel

Le k_{sat} est calculé selon :

$$k_{sat} = \frac{L}{(t_2 - t_1)} \times \frac{a}{A} \times \ln\left(\frac{h_1}{h_2}\right) \quad (3.1)$$

Le perméamètre normé tel que présenté dans la figure 3.2 a un diamètre interne (A) de 11,4 cm, où l'on retrouve à sa base une plaque perforée ou une pierre poreuse ainsi qu'un géotextile avant d'y placer les résidus en couches successives compactées. Pour une meilleure adhérence du matériel contre les parois on y applique de la graisse à vide. Une fois les résidus mis en place dans le perméamètre, on dépose à nouveau un géotextile puis une plaque perforée ou une pierre poreuse sur le dessus avant de fermer hermétiquement la cellule. Le perméamètre doit être pesé à vide et une fois rempli afin de connaître la masse de matériel total. Le procédé est identique pour connaître la hauteur de matériel. Le perméamètre est ensuite raccordé à une cellule de Mariotte pour procéder à la saturation de l'échantillon, cela peut prendre plusieurs heures à plusieurs journées selon celui-ci. Une fois le matériel saturé, on raccorde le perméamètre par le

dessous à la burette graduée qui sera pré-remplie d'eau désaérée. L'essai en lui-même consiste à prendre la différence de hauteur d'eau (h) dans la burette de diamètre connu (a) à pas de temps régulier (t). Les mesures permettent ensuite de calculer la valeur de k_{sat} grâce à l'équation 3.1.

Pour un matériel grossier comme un stérile minier dont la valeur de k_{sat} est plus élevée (Morin et al, 1991), le choix de la méthode se tourne vers un essai à charge constante (figure 3.3) inspiré de la norme ASTM D2434.



Figure 3.3 : Perméamètre à paroi rigide pour essai de conductivité à charge constante, photographie au laboratoire
(Larochelle 2018)

La colonne a un diamètre interne de 30 cm (six fois plus grand que le D_{max} des particules, ASTM D5856) et est équipée de deux piézomètres le long de la paroi. Le protocole de montage et de saturation est similaire à celui des perméamètres pour essai à charge variable. Une fois la colonne saturée, une charge constante est appliquée sur la colonne telle qu'un débit sortant constant sera observé. Ce débit V_{eau} sera mesuré sur

un pas de temps précis (t). La différence de charge H entre deux points dans la colonne est mesurée à l'aide des deux piézomètres raccordés à des burettes graduées.

Le k_{sat} est calculé selon :

$$k_{sat} = \frac{V_{eau}}{t} \times \frac{L}{AH} \quad (3.2)$$

3.3.1.2 Méthodes de prédiction de la conductivité hydraulique saturée

Les résultats mesurés au laboratoire sont comparés aux résultats trouvés par méthode de prédiction. Les résultats de la prédiction permettent d'avoir une idée de l'ordre de grandeur attendu pour la conductivité hydraulique ainsi que de confirmer ou infirmer le résultat obtenu par l'essai en laboratoire.

Une des méthodes les plus répandues pour prédire le k_{sat} des rejets miniers est le modèle de Kozeny Carman (KC) (Peregoedova, 2012). Les travaux de Mbonimpa et al. (2002) ont apporté des modifications au modèle KC en suggérant une formule adaptée aux matériaux grossiers et une autre plus adaptée aux matériaux fins.

Le modèle KCM adapté aux matériaux granulaires :

$$k_{sat_G}(cm/s) = C_G \frac{\gamma_w}{\mu_w} \frac{e^5}{1+e} C_u^{1/3} D_{10}^2 \quad (3.3)$$

Où C_G une constante égale à 0,1, C_U le coefficient d'uniformité, D_{10} le diamètre en cm des particules pour lequel il y a un pourcentage des tamis cumulé de 10 %, e l'indice des vides, γ_w le poids volumique de l'eau et μ_w la viscosité de l'eau.

Les travaux de Chapuis (2004) proposent également une méthode :

$$\begin{array}{l} \text{Chapuis} \\ (2004) \end{array} \quad k_{sat}(cm/s) = 2,4622 \times \left(\frac{(D_{10} \times 10)^2 \times e^3}{1+e} \right)^{0,7825} \quad (3.4)$$

Cette méthode est recommandée lorsque $0,003 \text{ mm} \leq D_{10} \leq 3 \text{ mm}$ et $0,3 \leq e \leq 1$ (Chapuis, 2004), mais les travaux de Chapuis (2012) ont suggérés que cette méthode n'était pas forcément efficace pour les matériaux anguleux autre que naturel tels que les résidus miniers.

Plus récemment, les travaux de Peredoegova (2012) ont mis en avant le manque de représentativité du paramètre D_{10} utilisé dans les modèles de KCM. En effet les matériaux granulaires ont une fraction grossière plus importante et il est recommandé à cette fin d'utiliser des modèles utilisant D_{50} plutôt que D_{10} comme que ceux de Shepherd (1989) ou Taylor (1948).

$$\text{Sheperd (1989)} \quad k_{sat}(cm/s) = 3,53 \cdot 10^{-4} [100 D_{50}^{1,5}] \quad (3.5)$$

$$\text{Taylor (1948)} \quad k_{sat}(cm/s) = C_1 \frac{\gamma_w}{\mu_w} \frac{e^3}{(1+e)} D_{50}^2 \quad (3.6)$$

Où $3,53 \times 10^{-4}$ une constante et C_1 un facteur de forme déterminé par l'équation :

$$C_1 = \frac{k_{sat_{LABO}} \mu_w (1+e)}{D_{50}^2 \gamma_w e^3} \quad (3.7)$$

Avec $k_{sat \text{ LABO}}$ la conductivité hydraulique saturée obtenue au laboratoire en cm/s.

3.3.1.3 Résultats des tests de perméabilité

Les résultats de conductivité hydraulique saturée des stériles miniers CPO et résidus Malartic sont présentés au tableau 3.4. Les résidus MCM ont une valeur de k_{sat} mesurée de $7,1 \times 10^{-5} \text{ cm/s}$ et une valeur prédite de $1,6 \times 10^{-4} \text{ cm/s}$ avec le modèle proposé par Mbonimpa et al. (2002). On remarque une différence d'une demie-ordre de grandeur entre la valeur mesurée et celle prédite; cela peut être due à la précision de mesure ou à la représentativité de l'échantillon par rapport à celui testé en raison des variations granulométriques observées dans un parc à résidus. Les stériles CPO ont une valeur de

k_{sat} mesurée de $4,7 \times 10^{-1}$ cm/s similaire à la prédiction de $1,9 \times 10^{-1}$ cm/s faite avec le modèle de prédiction proposé par Chapuis et al. (2004).

Tableau 3.4 : Paramètres de conductivité hydraulique saturée et porosité pour les matériaux étudiés

Paramètres	Stériles CPO	Résidus MCM
k_{sat} prédite (cm/s)	$1,9 \times 10^{-1}$	$1,6 \times 10^{-4}$
k_{sat} mesurée (cm/s)	$4,7 \times 10^{-1}$	$7,1 \times 10^{-5}$
Porosité	0,35	0,38

Ces données sont en accord avec les valeurs typiques habituellement retrouvées dans la littérature pour des stériles et résidus miniers tels qu’observés dans les travaux de Bussière (2007), Godbout (2007). Peregoedova (2012) et Larochelle (2018) (voir les sections 2.2.1 et 2.2.2).

3.3.2 La courbe de rétention d’eau

3.3.2.1 Méthode de caractérisation de la courbe de rétention d’eau

La courbe de rétention d’eau pour les résidus se détermine à l’aide d’une cellule de pression, également appelée cellule de Tempe, en suivant la norme ASTM D6836-16.

L’échantillon préalablement saturé est placé en plusieurs couches dans un moule normé cylindrique de diamètre 8,5 cm et de hauteur 6 cm; l’échantillon ne remplit qu’environ la moitié de la cellule Afin d’empêcher toute intrusion d’air dans la cellule, on ajoute de l’eau au fond de la base avant de placer la pierre céramique (saturée au préalable) et les joints d’étanchéités. Avant de placer l’échantillon, on retire le surplus d’eau en surface de la céramique puis on dépose le cylindre contenant l’échantillon. De la graisse

est apposée sur les joints de la cellule afin d'assurer l'étanchéité. Le montage expérimental est présenté en figure 3.4.

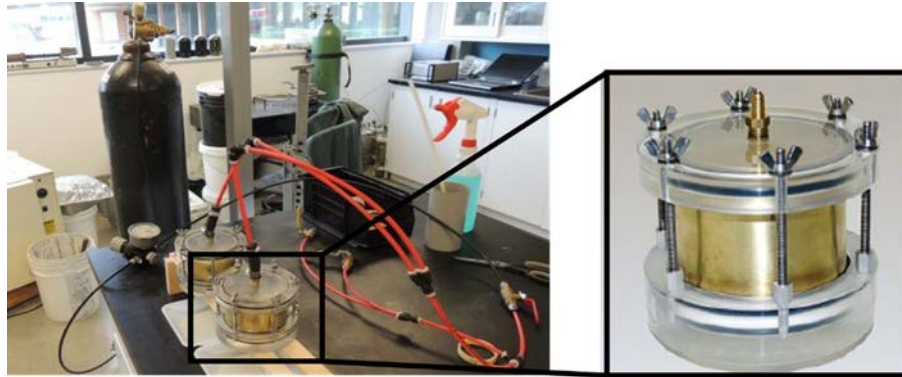


Figure 3.4 : Montage expérimental de montage et détail de la cellule Tempe

Une fois la cellule montée, fermée hermétiquement et pesée, on la connecte à une alimentation de gaz pour appliquer une pression positive constante durant toute la période de l'essai. De l'azote gazeux est utilisé afin d'éviter tout risque de réaction d'oxydation avec le matériau étudié.

On applique des paliers de pression de 7, 14, 21, 28, 34, 41, 48, 55, 69, 83, 103, 138, 172, 207 et 276 kPa. La pression appliquée fera sortir progressivement l'eau par l'exutoire en fond de cellule. Avant chaque changement de palier, la cellule est pesée afin de connaître sa masse en fonction de la pression appliquée. Le passage d'un palier à l'autre s'effectue lorsque la masse est stabilisée. Ces données permettent de calculer les différentes teneurs en eau volumique θ propres à chaque palier de succion ψ appliqué.

Les résultats sont ensuite compilés et permettent d'obtenir la courbe de rétention d'eau représentant l'évolution de la teneur en eau volumique θ en fonction de la succion ψ (kPa).

Les paramètres de rétention d'eau pour les stériles miniers sont obtenus à l'aide d'essais en colonne. L'essai en tant que tel n'est pas normé, mais le protocole suit plusieurs

spécificités normées visant au bon fonctionnement de l'essai et à la représentativité des résultats. Il est recommandé que la hauteur de la colonne soit supérieure à 1,5 fois la succion résiduelle afin que la colonne soit une demi-fois plus grande que la hauteur de succion résiduelle (Chapuis et al., 2007; Hernandez, 2007). De plus, pour éviter la formation de chemin préférentiel et la ségrégation de l'échantillon, la norme ASTM D5856-15 spécifie que le diamètre maximal de particule doit être au moins six fois plus petit que le diamètre interne de la colonne.

L'essai comporte quatre principales étapes détaillées dans les travaux de Chapuis et al. (2007). La première consiste à la mise en place du matériel dans la colonne en s'assurant d'obtenir une porosité homogène ainsi qu'une saturation supérieure à 95 % (la teneur en eau de mise en place doit correspondre à celle à saturation pour la porosité voulue). La deuxième consiste à la réalisation d'essai de conductivité hydraulique saturée (voir protocole dans la section précédente). La troisième consiste à obtenir des points de teneur en eau en fonction de la succion. Suite à la saturation, le drainage gravitaire de la colonne est effectué. Une fois le drainage terminé, on démantèle la colonne par tranche; le volume, la teneur en eau ainsi que l'élévation sont pris en note. Ces données collectées permettront d'établir la relation teneur en eau volumique vs succion (on fait l'hypothèse que l'équilibre hydrostatique est atteint c'est-à-dire que l'élévation correspond à la succion). La quatrième et dernière étape consiste à comparer les résultats obtenus avec les méthodes de prédiction.

Tel que mentionné dans les normes de réalisation d'essai de perméabilité, il est important que la colonne soit saturée à au moins 95 % avant l'essai. Il est également recommandé d'effectuer un duplicata de l'essai.

3.3.2.2 Méthode de description et de prédiction de la courbe de rétention d'eau

Afin de lisser les données de mesure obtenues en laboratoire, le logiciel RETC développé par van Genuchten et al. (1991) propose plusieurs modèles tels que ceux de Brooks et Corey (1964) et de van Genuchten (1980).

Brooks et
Corey (1964)

$$\theta_e = (\theta - \theta_r)/(\theta_s - \theta_r) = (\psi_a/\psi)^\lambda \quad (3.8)$$

Où θ_e la teneur en eau effective, θ la teneur en eau volumique, θ_r la teneur en eau volumique résiduelle, θ_s la teneur en eau volumique à saturation, ψ_a la pression d'entrée d'air, ψ la succion matricielle et λ un paramètre lié à l'agencement et la taille des pores.

van Genuchten
(1980)

$$\theta_e = \left[\frac{1}{1 + (a_v \psi)^{n_v}} \right]^{m_v} \quad (3.9)$$

Où a_v , n_v et m_v sont des paramètres d'ajustement du modèle

Deux relations sont proposées entre les paramètres m_v et n_v :

Mualem
(1976)

$$m_v = (n_v - 1)/n_v \quad (3.10)$$

Burdine (1953)

$$m_v = (n_v - 2)/n_v \quad (3.11)$$

La courbe obtenue grâce aux données de laboratoire est ensuite comparée à celle obtenue par le modèle prédictif de Kovács modifié (KM) détaillé dans les travaux de Mbonimpa et al. (2006).

Le modèle KM est basé sur les paramètres géotechniques de base des matériaux tels que la granulométrie et la porosité. Les principales formules de ce modèle sont présentées dans le tableau 3.5.

Le modèle KM est utilisé couramment due à sa simplicité et sa capacité de prédire la CRE d'une vaste gamme de sols et matériaux miniers (Aubertin et al., 2003; Kalonji, 2014; Larochelle, 2018)

Tableau 3.5 : principales formules du modèle KM

Équations	Paramètres
$S_r = \frac{\theta}{\theta_s} = S_c + S_a^* (1 - S_c)$	<p>Sr: degré de saturation total θ: teneur en eau volumique (θ_s à saturation) Sc: composante liée aux forces capillaires Sa: composante liée aux forces d'adhésion</p> <p>(3.12)</p>
$S_a^* = 1 - \langle 1 - S_a \rangle$	<p>Les crochets de Macauley $\langle \quad \rangle$: $\langle x \rangle = 0,5(x + x)$ Pour $S_a \geq 1$, $S_a^* = 1$, pour $S_a < 1$, $S_a^* = S_a$</p> <p>(3.13)</p>
$S_a = a_c C_\psi \frac{(h_{co}/\psi)^{2/3}}{e^{1/3}(\psi/\psi_n)^{1/6}}$	<p>$\psi_n = 1$ cm quand ψ est donné en cm Pour les sols granulaires $a_c = 0,01$ Pour les sols fins $a_c = 7 \times 10^{-4}$ e : indice des vides</p> <p>(3.14)</p>
$C_\psi = 1 - \frac{\ln(1 + \psi/\psi_r)}{\ln(1 + \psi_0/\psi_r)}$	<p>Avec la succion résiduelle $\psi_r = 0,86 h_{co}^{1,2}$</p> <p>(3.15)</p>
$S_c = 1 - \left[\left(\frac{h_{co}}{\psi} \right)^2 + 1 \right]^m \exp \left[-m \left(\frac{h_{co}}{\psi} \right)^2 \right]$	<p>m est le coefficient lié à la taille des particules qui contrôle la saturation capillaire : Pour les sols granulaires $m = \frac{1}{C_u}$ Pour les sols fins $m = 3 \times 10^{-5}$</p> <p>(3.16)</p>
$h_{co_G} = \frac{0,75}{e \cdot D_{10} [(1,17 \cdot \log(Cu) + 1)]}$	<p>Calcul de la hauteur de remontée capillaire pour les sols granulaires</p> <p>(3.17)</p>
$h_{co_F} = \frac{0,15 \rho_s}{e} w_L^{1,45}$	<p>Calcul de la hauteur de remontée capillaire pour les sols fins</p> <p>(3.18)</p>

3.3.2.3 Résultats des paramètres de rétention d'eau

Les résultats de caractérisation de la courbe de rétention d'eau pour les résidus MCM et stériles CPO sont présentés respectivement dans les figures 3.5 et 3.6 et leur ψ_a (ou AEV – air entry value), la succion résiduelle ψ_r , la teneur en eau volumique résiduelle θ_r ainsi que la porosité n dans le tableau 3.6.

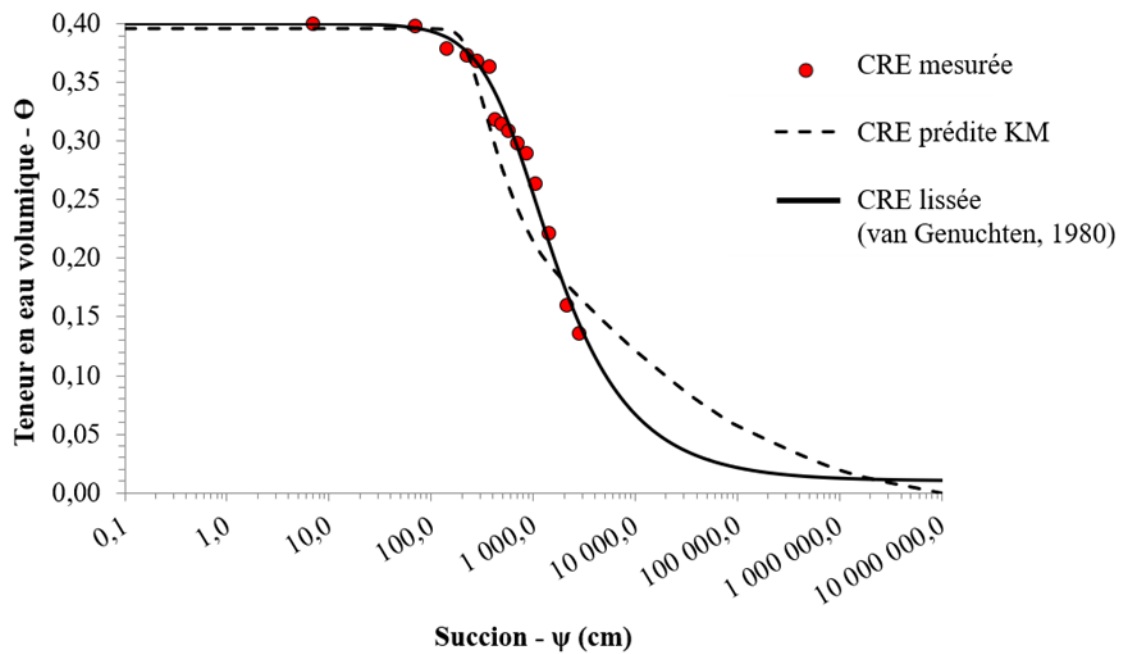


Figure 3.5 : Courbe de rétention d'eau des résidus MCM

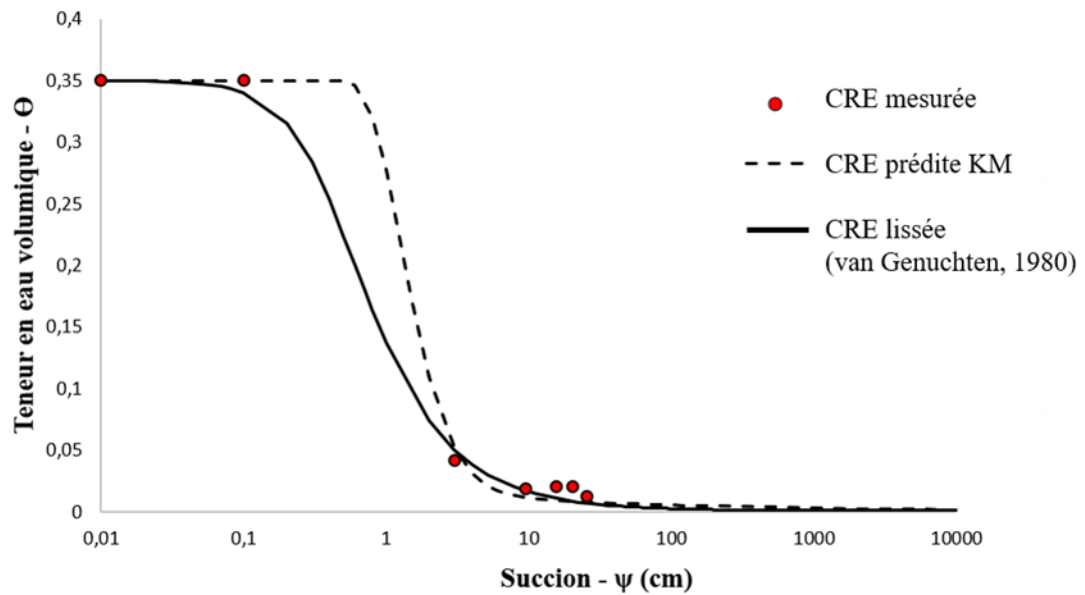


Figure 3.6 : Courbe de rétention d'eau des stériles CPO

Les stériles CPO et résidus MCM ont des AEV significativement différents de plusieurs ordres de grandeur (Tableau 3.6).

Tableau 3.6 : Paramètres de rétention d'eau pour les matériaux étudiés

Paramètres	Stérile CPO	Résidus MCM
AEV (cm)	0,2	300
ψ_r (cm)	3	8500
θ_r	0,01	0,01
n	0,35	0,40

Les résidus MCM ont une pression d'entrée d'air (AEV) autour de 300 cm, témoin d'une forte capacité de rétention d'eau et en accord avec les valeurs retrouvées dans la littérature (Bussière, 2007; Kalonji, 2014; Larochelle, 2018) pour des résidus de mines en roches dures. Les stériles CPO ont une valeur d'AEV autour de 0,2, témoin d'une faible capacité de rétention d'eau et également en accord avec l'ordre de grandeur des valeurs retrouvées dans la littérature (Peregodoeva, 2012; Kalonji, 2014; Larochelle,

2018) pour des stériles de mine en roches dures. Pour les mélanges paste rock, que l'on cherche à caractériser, on s'attend à avoir le comportement hydrogéologique des résidus seuls, soit un matériel avec une bonne capacité de rétention d'eau et une faible conductivité hydraulique saturée.

Après avoir mis en évidence les caractéristiques physiques et hydrogéologiques sensiblement différentes des résidus et des stériles, nous allons évaluer leurs propriétés minéralo-chimique.

3.4 Caractérisation chimique et minéralogique des composantes des mélanges paste rock

3.4.1 Analyse ICP-AES

3.4.1.1 Méthode de caractérisation

L'analyse ICP-AES permet de calculer la teneur des échantillons en Al, As, B, Ba, Be, Bi, Ca, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, Mg, Mn, Na, Ni, Pb, S, Se et Zn exprimée en pourcentage massique à partir de la mesure de la concentration en ppm, des solutions. L'objectif de cet essai est donc de dissoudre l'échantillon par de l'acide nitrique (HNO_3), du brome liquide (Br_2), de l'acide fluorhydrique (HF) et de l'acide chlorhydrique (HCl) afin de pouvoir le lire sur le spectromètre d'émission atomique ICP-AES.

Les concentrations des éléments sont déterminées en comparant les intensités respectives de l'échantillon avec celles des solutions étalons. En effet, l'appareil est calibré pour l'intensité émise par chaque élément. Cela permet d'identifier avec précision les métaux présents et de les quantifier selon l'intensité lumineuse.

3.4.1.2 Résultats de caractérisation

Le tableau 3.7 présente les résultats de caractérisation des résidus MCM et stériles CPO faite à l'ICP-AES.

Tableau 3.7 : Résultats ICP-AES des matériaux étudiés

Éléments	Al	Ba	Ca	Cr	Cu	Fe	K	Mg	Mn	Na	S	Ti	Zn
Résidus CM (mg/kg)	79780	658	19910	170	26	36210	26500	13930	395	29600	11180	2268	68
CPO CM (mg/kg)	81310	1144	20530	180	<DL	25630	23000	8183	291	33300	2440	1686	60

Avec DL = limite de détection

Les éléments tels que As, Be, Bi, Cd, Co, Mo, Ni, Pb, Sb, Se et Sn ne sont pas représentés dans le tableau 3.7, car leur concentrations se trouvent sous la limite de détection de 5 mg/kg.

On remarque une prédominance dans les résidus et stériles d'aluminium, de fer, de potassium et de sodium (x% de l'échantillon). La présence de soufre (et % pour les stériles et les résidus) bien qu'en petite quantité est à noter. La suite des analyses et la corrélation des résultats permettront de caractériser plus en détail les échantillons.

3.4.2 Analyse soufre – carbone

3.4.2.1 Méthode de caractérisation

L'analyse est réalisée avec un ELTRA CS 2000 Carbon Sulfur Determinator PC controlled. Cet appareil chauffe à 1100°C un échantillon pendant 1 à 2 minutes afin de déterminer le pourcentage de soufre et de carbone qu'il contient. On introduit dans un creuset un échantillon de 130 mg ainsi qu'un catalyseur (mélange de fer et de tungstène) afin d'accélérer la combustion. Les résidus ou stériles concassés entrent en fusion et libèrent des gaz. L'analyse de ces gaz par le logiciel Uni permet de déterminer le pourcentage de soufre et de carbone. L'appareil est calibré et purgé entre chaque échantillon en passant un « blanc » dans un creuset traité permettant d'enlever le carbone résiduel présent dans l'instrument de mesure.

Les pourcentages de soufre et de carbone dans les résidus et stériles nous permettent de calculer leur potentiel de génération d'acidité (PA) et potentiel neutralisant (PN). Le PA provient de l'oxydation des sulfures, principalement la pyrite (FeS_2) et la pyrrhotite (FeS), alors que PN provient de la neutralisation d'acide générée par les sulfures grâce aux éléments neutralisants (Blowes et al. 2003).

$$\text{PA (kg CaCO}_3\text{/t)} = 31,25 \times \% S_{\text{total}} \quad (3.19)$$

$$\text{Plante et al. (2012)} \quad \text{PN (kg CaCO}_3\text{/t)} = 83,3 \times \% \text{ C} \quad (3.20)$$

3.4.2.2 Résultats de caractérisation

Le tableau 3.8 présente les résultats de l'analyse soufre-carbone avec les calculs de Potentiel de Neutralisation (PN), Potentiel d'Acidité (PA), Potentiel Net de Neutralisation (PNN) et Ratio du Potentiel de Neutralisation (RPN) de chaque matériau.

Tableau 3.8 : résultats de caractérisation chimique des matériaux étudiés

Paramètres	Stérile CPO	Résidus MCM
% C	0,46	0,67
% S	0,165	1,30
PN (kg CaCO ₃ / t)	38,1	55,8
PA (kg CaCO ₃ / t)	5,1	40,6
PNN = PN-PA (kg CaCO ₃ / t)	33,2	15,2
RPN = PN/PA (kg CaCO ₃ / t)	7,5	1,4

D'après ces résultats, on peut classer les résidus miniers MCM comme étant potentiellement générateur d'acide (zone d'incertitude) avec un RPN proche de 1:1 et un PNN compris entre – 20 et 20 kg CaCO₃/t. Les stériles CPO peuvent être classifiés comme étant non générateurs avec un RPN supérieur à 3:1 et un PNN supérieur à 20 kg CaCO₃/t (Brodie et al., 1991).

3.4.3 Analyse Diffraction rayon X (DRX)

3.4.3.1 Méthode de caractérisation

La Diffraction des Rayons X (DRX) permet l'identification des minéraux ainsi que leur estimation semi-quantitative dans un échantillon préalablement broyé ($\sim 10 \mu\text{m}$) selon la méthode de Rietveld (Young, 1995). La DRX est particulièrement intéressante pour étudier les matériaux à grains très fins difficiles à étudier par microscopie optique. Le principe du diffractomètre consiste à bombarder l'échantillon par un faisceau de rayons X en faisant varier l'angle d'incidence (θ). Au contact de l'échantillon, les rayons X sont diffractés et recueillis par le détecteur de l'appareil. Connaissant la longueur d'onde du faisceau incident et l'angle de diffraction, on peut calculer les distances interatomiques spécifiques à chaque minéral, et ainsi identifier le ou les minéraux présents dans l'échantillon. En effet, un minéral est constitué d'un assemblage d'atomes disposés en plans qui sont séparés l'un de l'autre par une distance caractéristique. L'ensemble des plans constitue la maille cristalline spécifique du minéral.

Les analyses DRX sont réalisées sur un appareil Bruker A.X.S Advance D8 en mode $\theta/2\theta$ pour les angles de diffraction de 5° à 60° . Les rayons X sont générés par un tube de cuivre. Le logiciel DiffracPlus EVA (V 3.0, release 2014, DIFFRAC^{plus}) est utilisé pour l'identification des phases minérales. Le logiciel Topas (V 4 DIFFRAC^{plus}) est utilisé pour la quantification des phases minérales identifiées au préalable. La précision de la méthode est d'environ 1 % (Taylor et Hinczak, 2001). Les résultats de l'analyse DRX sont des pourcentages de minéraux présents dont le cumul est 100 %. Il est donc important de réconcilier les résultats de DRX avec ceux de l'analyse soufre – carbone et ICP-AES afin d'obtenir des résultats plus fiables et plus représentatifs de la réalité (Bouzahzah 2013).

3.4.3.2 Résultats de caractérisation

Le tableau 3.9 montre que le principal minéral neutralisant est la calcite présente dans les stériles et les résidus. Tous deux contiennent des silicates en majorité tels que le quartz et d'albite. Les résidus contiennent également de la chlorite. La précision du logiciel TOPAS est d'environ 5 %.

Tableau 3.9 : Données brutes de l'analyse quantitative minéralogique via TOPAS pour les matériaux étudiés

Minéral	Stérile CPO (%)	Résidus MCM (%)
Quartz	29,19	25,06
Albite	42,54	42,78
Chlorite Ilb	-	6,57
Calcite	2,58	5,46
Siderite	0,84	0,52
Phlogopite 1M	11,44	8,87
Mica		
Orthoclase	-	7,5
Chamosite	4,19	-
Muscovite 2M1	2,75	-
Augite Px	3,33	1,2
Rhodochrosite	1,1	-
Rutile	2,04	2,04
Total	100	100

3.4.4 Réconciliation minéralogique

La réconciliation des résultats de chimie et minéralogie est recommandée pour avoir une vision globale et plus précise des composantes minéralogiques des stériles CPO et résidus MCM. Le tableau 3.10 présente ces résultats.

Tableau 3.10 : Réconciliations minéralo-chimiques pour les matériaux étudiés

Minéral	Stérile CPO (%)	Résidus MCM (%)
Quartz	25,52	27,07
Pyrite	1,05	2,08
Muscovite	21,44	-
Chamosite	10,27	7,72
Albite	27,00	34,78
Calcite	1,64	3,67
Rhodochrosite	0,12	-
Augite	9,29	3,67
Rutile	0,23	0,32
Phlogopite	3,43	4,85
Orthoclase	-	15,84
Total	100	100

Les stériles CPO ainsi que les résidus MCM contiennent de la pyrite, sulfure à risque pour la génération potentielle de DMA. Il est possible que la pyrite n'ait pas été identifiée à l'analyse DRX, car certains pics n'ont pas été expliqués dans l'analyse. Les matériaux contiennent également de la calcite qui est un neutralisant, en plus grande quantité que les sulfures.

3.5 Préparation et méthode de caractérisation des mélanges paste rock

3.5.1 Ratios de mélange stériles : résidus testés et pourcentage solide des résidus

L'objectif de l'étude est de caractériser un nouveau matériau minier (paste rock) pouvant être une alternative comme matériaux de construction sur site minier. À la suite de la caractérisation des matériaux individuels au laboratoire (résidus et stériles miniers), un plan d'étude a été proposé afin de caractériser les mélanges paste rock.

Les études sur les mélanges ont été séparées en deux volets, le premier sur la caractérisation des mélanges paste rock de fractions 0-50 mm et le deuxième sur la caractérisation des mélanges paste rock de fractions 0-20 mm.

3.5.1.1 Les mélanges paste rock de fractions 0-50 mm

Les rapports de mélanges étudiés ont été déterminés suite à la revue de littérature, des essais préliminaires au laboratoire et des discussions avec les opérateurs miniers : ils sont 2,4-1, 3-1, 3,6-1 et 4,8-1 en masse sèche de stérile par masse sèche de résidus. Pour chaque rapport stérile - résidus, différents pourcentages solides de résidus (C_w %) ont été testés. À la mine Canadian Malartic d'où proviennent les matériaux de l'étude, le pourcentage solide des résidus à la sortie de l'usine de traitement du minerai est d'environ 63% - 65%. Cette teneur est plutôt liquide pour une utilisation dans un paste rock. Il a donc été fait le choix d'étudier les différents pourcentages solides de résidus de 68, 70, 75 et 80 % dans les mélanges afin de voir l'impact de C_w % sur les comportements hydrogéologiques de ceux-ci. Les ratios de mélange vont subir une caractérisation détaillée : une caractérisation physique au travers d'essais granulométrique, de compactage Proctor et de densité relative; une caractérisation mécanique via des essais de cisaillement direct; et une caractérisation hydrogéologique via des essais de perméabilité. La capacité de rétention sera prédite via les méthodes de prédiction disponible dans la littérature de même que la propension à la suffusion.

3.5.1.2 Les mélanges paste rock de fractions 0-20 mm

Afin d'évaluer le potentiel d'instabilité interne des mélanges paste rock, une deuxième campagne de caractérisation a été réalisée. Les stériles récupérés à la mine sont de taille 0-50 mm et ont été tamisés à 20 mm manuellement au laboratoire. Environ 50 % du volume total de stérile a été retiré lors de ce tamisage (stériles de taille 20-50 mm). Puis, les stériles sont homogénéisés et mis en chaudière. Trois différents mélanges de paste rock sont analysés. Les ratios sont 2,4-1; 3-1; 3,6-1 en masse sèche de stériles :

masse sèche de résidus. Les différents mélanges vont subir une caractérisation physique au travers d'essais granulométrique, de compactage Proctor et de densité relative et une caractérisation hydrogéologique via des essais perméabilité et de propension à la suffusion.

3.5.1.3 Préparation des mélanges paste rock

Tous les mélanges sont préparés dans une mélangeuse de type bétonnière (Figure 3.7). Les mélanges sont formés spécifiquement pour chaque essai selon les critères de composition choisis afin de garantir un bon maintien de l'homogénéité dans le mélange. Dans un souci de rigueur, il a été fait le choix de composer les mélanges systématiquement de la même manière (Figure 3.7) : les stériles sont intégrés à la bétonnière puis les résidus désagglomérés manuellement y sont ajoutés lentement ainsi que la quantité d'eau nécessaire à l'ajustement du pourcentage solide de résidus choisi. La bétonnière mélange pendant 5 à 10 minutes pour assurer l'homogénéisation des matériaux.



Figure 3.7 : Préparation des mélanges paste rock

Un test visuel est effectué pour s'assurer de la bonne tenue du matériel. Une boule est formée dans la main après les 10 minutes d'homogénéisation dans le mélangeur. Si la boule se tient d'elle-même, cela montre une bonne cohésion du mélange (Figure 3.8).



Figure 3.8 : Test visuel de conformité de texture du paste rock

3.5.2 Étude des paramètres physiques et mécaniques

Certaines propriétés physiques des mélanges ont été analysées, telles la courbe granulométrique et les caractéristiques de compactage. Des essais ont été faits pour chaque ratio à l'étude et l'approche méthodologique est présentée dans ce qui suit; les résultats seront présentés dans le chapitre 4.

3.5.2.1 Paramètres granulométriques

L'étude granulométrique des mélanges paste rock a été effectuée en de multiples étapes successives. L'approche utilisée pour obtenir la courbe granulométrique des mélanges paste rock est d'abord présentée sous forme d'organigramme (Figure 3.9) puis détaillée dans ce qui suit. La caractérisation granulométrique a été la même pour les mélanges 0-50 mm et ceux 0-20 mm (les tamis supérieurs à 20 mm en moins).

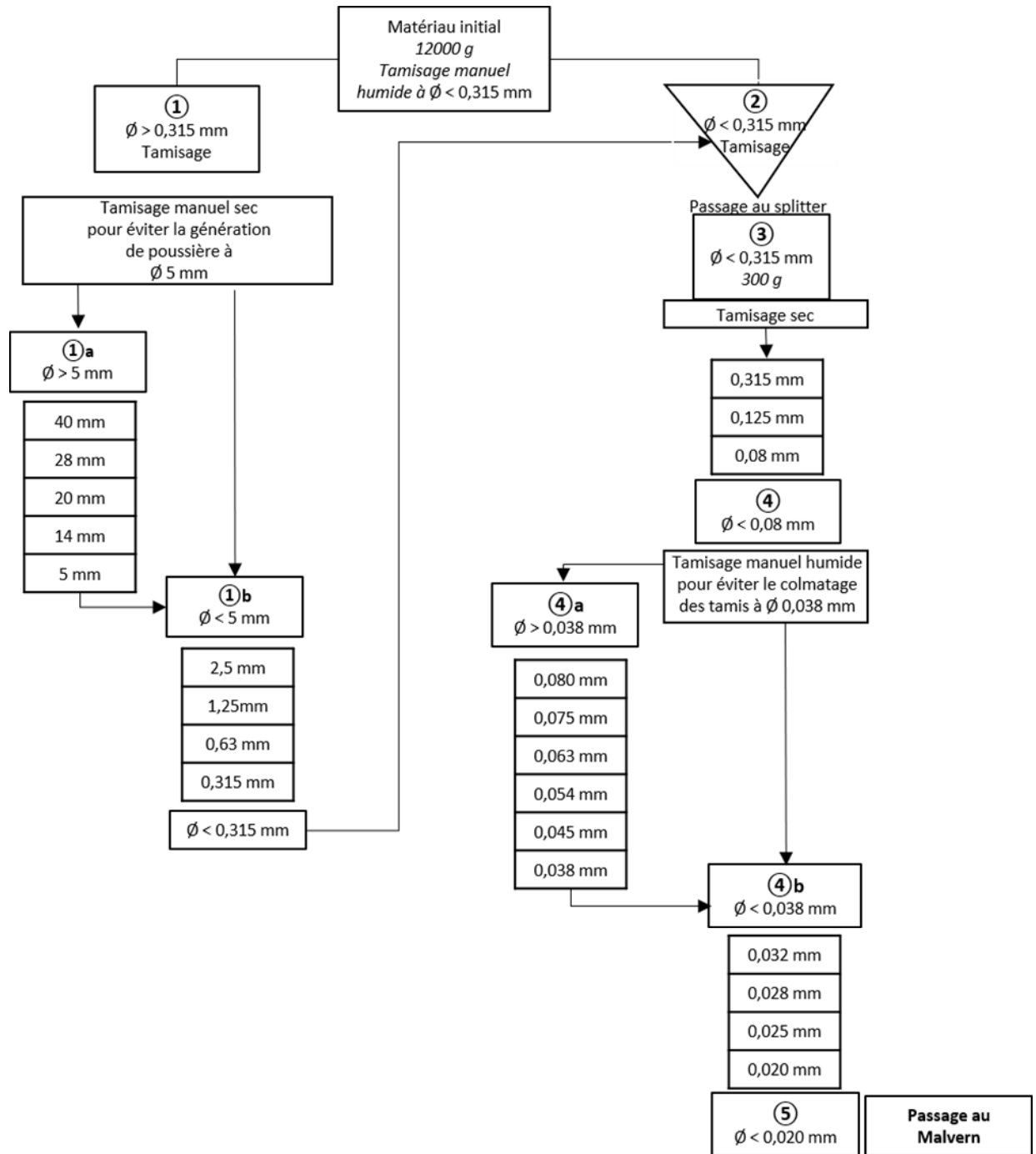


Figure 3.9 : Organigramme des étapes de la caractérisation granulométrique des mélanges

Après réalisation du mélange, séchage à l'étuve puis désagglomération de celui-ci, le paste rock est séparé en deux fractions par tamisage vibrant humide manuel afin de faciliter la suite des étapes : les fractions supérieure ① et inférieure ② à 0,315 mm. La fraction ① est mise à l'étuve tandis que la ② est passée à la presse hydraulique afin de ne récupérer que la fraction solide avant de la mettre également à l'étuve.

Une fois que la fraction ① comprise entre 0,315 mm et 50 mm est sèche, elle sera passée manuellement au tamis 5 mm pour éviter la génération de poussière dans les tamis 40 mm, 28 mm, 20 mm, 14 mm et 5 mm (Figure 3.10a). Nous obtenons la fraction ①a pour les diamètres supérieurs à 5 mm et ①b pour ceux inférieurs à 5 mm.

Les particules de ①a passantes aux tamis 5 mm seront regroupées avec ①b et passées à la tour vibrante sèche pour les fractions 2,5 mm, 1,25 mm, 0,63 mm et 0,315 mm (Figure 3.10b).

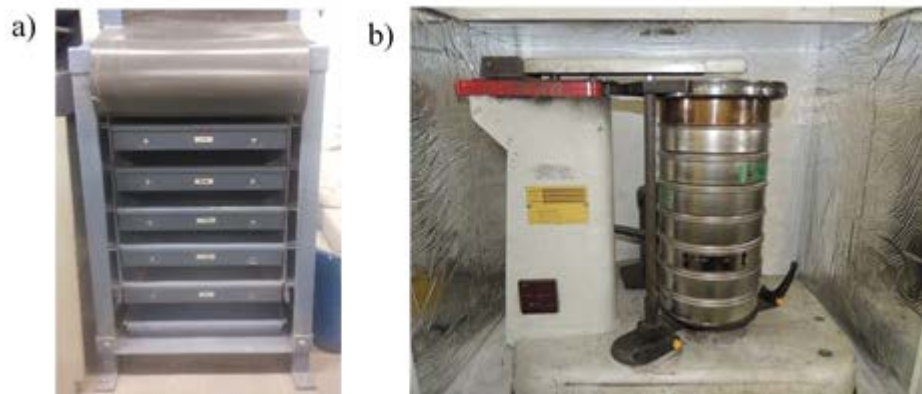


Figure 3.10 : a) Granulomètre sec pour les fractions de 40 mm à 5 mm, b) tour vibrante sèche pour les fractions de 5 mm à 0,315 mm à droite

Le passant 0,315 mm sera joint à la fraction ② préalablement désagglomérée. Cette fraction sera homogénéisée puis passée au séparateur manuel (Figure 3.11) afin de ne garder qu'une quantité autour de 300 g que l'on appellera ③.



Figure 3.11 : Séparateur manuel sec

Cette nouvelle fraction ③ est passée à la tour vibrante sèche aux tamis 0,315 mm, 0,125 mm et 0,08 mm. La fraction passante 0,08 mm que l'on nommera ④ est séparée en deux fractions par tamisage humide manuel au diamètre 0,038 mm créant ainsi ④a pour les diamètres supérieurs à 0,038 mm et ④b pour ceux inférieurs à 0,038 mm. ④a est passée à la tour vibrante humide (Figure 3.12) aux tamis 0,08 mm, 0,075 mm, 0,063 mm, 0,054 mm, 0,045 mm et 0,038 mm.



Figure 3.12 : Tour vibrante humide

Le passant à 0,038 mm est regroupé avec ④b pour passer aux tamis 0,032 mm, 0,025 mm et 0,02 mm. Le passant 0,02 mm ⑤ est stocké en chaudière avant d'être

passé à la presse pour extraction de la fraction solide. La galette résultante est mise à l'étuve avant d'être désagglomérée, homogénéisée au séparateur manuel (Figure 3.11) puis passée au granulomètre laser Malvern afin de caractériser la granulométrie inférieure à 0,02 mm.

Le choix de séparer ④ en ④a et ④b vise à éviter les risques de colmatage. La finesse et fragilité des tamis nécessite un nettoyage au bain à ultrason pendant 30 minutes entre chaque utilisation. La complexité du protocole nécessite une rigueur de travail et un suivi détaillé de chaque étape de réalisation. Les résultats de caractérisation seront présentés dans le chapitre 4.

3.5.2.2 Paramètres de compactage

Un essai de compactage Proctor suivant la norme ASTM D1557-12 méthode C est utilisé pour les mélanges paste rock. Il s'effectue en utilisant un moule de diamètre 152,4 mm (Figure 3.13a) dans lequel on introduit le matériel en 5 couches successives. Chaque couche subit un compactage manuel de 56 coups/couche, à l'aide d'un marteau Proctor normé de masse 4450 g, avec une hauteur de chute de 457 mm. La masse normalisée permet un compactage homogène et uniformément réparti sur la couche. On reproduit l'essai au moins 5 fois avec un échantillon de teneur en eau massique variable (Figure 3.13b). À chaque essai on note la masse de l'échantillon sec et humide, ainsi que la teneur en eau massique.

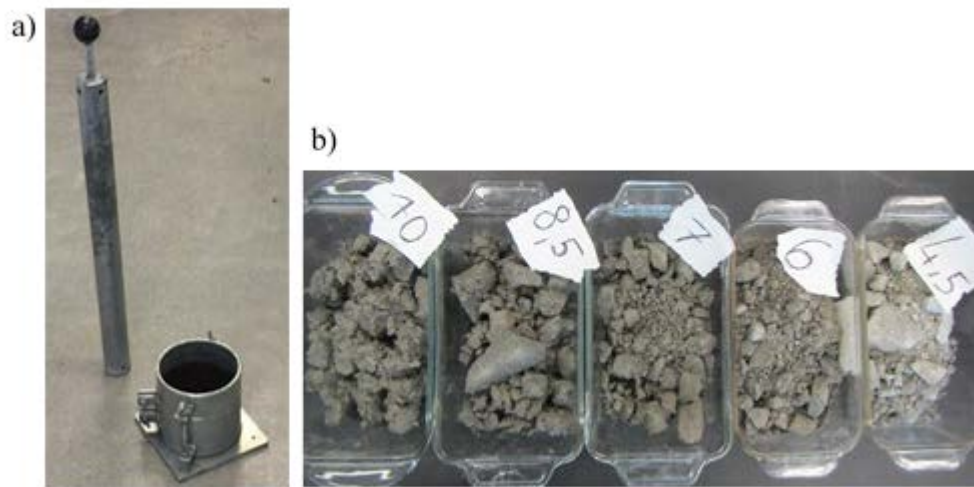


Figure 3.13 : a) Outils pour montage de l'essai et b) Variation des teneurs en eau massique d'un mélange

Les points de mesures sont reportés sur une courbe montrant l'évolution du poids volumique sec en kN/m^3 en fonction de la teneur en eau en %. Sur la courbe en forme de cloche, le sommet est appelé optimum Proctor; il représente la teneur en eau maximale w_{opt} pour laquelle, à une énergie de compactage donnée, le poids volumique sec $\gamma_{\text{d max}}$ est le plus élevé. Le même essai est réalisé pour les mélanges paste rock de 0-20 mm et 0-50 mm

3.5.2.3 Résistance au cisaillement direct

La connaissance de la résistance au cisaillement est importante pour déterminer la stabilité physique d'un matériau soumis à un état de contrainte. Les caractéristiques de cette résistance sont représentées par la cohésion effective c' et l'angle de frottement interne effectif ϕ' qui peuvent être déterminés à partir d'un essai de cisaillement direct. L'essai de cisaillement commun à la caractérisation des matériaux utilisés dans les ouvrages miniers est un essai de type consolidé drainé (CD) et se fait selon la norme ASTM D 3080/D3080M-11.

L'échantillon est placé dans une boîte elle-même composée de deux demi-boîtes indépendantes. Le plan de séparation de ces deux demi-boîtes va constituer le plan de glissement préférentiel et donc le plan de cisaillement de l'échantillon. Il va subir une force verticale (N sur la figure 3.14) avant d'être cisailé horizontalement (T sur la figure 3.14) à une vitesse constante prédéfinie. Le déplacement vertical et horizontal durant l'essai est représenté respectivement par Δh et Δl .

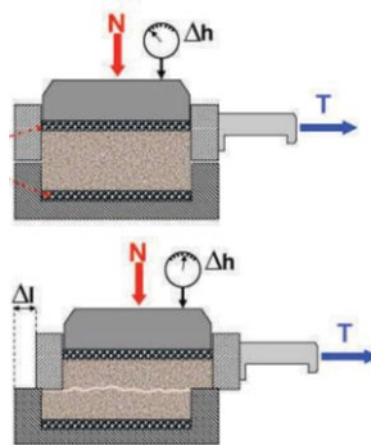


Figure 3.14 : Schéma d'une boîte de cisaillement

La vitesse de cisaillement est constante et déterminée pour être la plus lente possible afin de ne pas générer de pression d'eau dans les pores du matériau testé. La pression de confinement est appliquée à l'échantillon par le vérin vertical en utilisant l'intermédiaire d'une plaque de répartition des contraintes.

La contrainte de cisaillement τ va augmenter jusqu'à atteindre une valeur maximum mesurée. L'échantillon aura alors atteint son état de contrainte à la rupture. La figure 3.15 est la boîte de cisaillement utilisée pour caractériser les mélanges paste rock.



Figure 3.15 : Boîte de cisaillement de grande échelle utilisée pour les matériaux grossiers

Les dimensions de la boîte étant connues, le matériau est placé à une densité voulue, correspondant typiquement à celle de l'optimum Proctor. Pour ce faire, une certaine masse à une certaine teneur en eau est placée et compactée en plusieurs couches homogènes. Une scarification entre chaque couche est recommandée afin d'éviter de créer un plan de glissement non représentatif de l'échantillon. Il est également impératif qu'aucun plan de séparation des couches de placement du matériau ne corresponde au plan de séparation des deux demi-boîtes (futur plan de cisaillement). Une fois le matériel installé et confiné, la pression verticale appliquée est gérée par ordinateur et l'essai peut commencer.

La première phase de l'essai est consacrée à la consolidation du matériel, où le tassement vertical sous chargement unidimensionnel est mesuré en fonction du temps. La deuxième phase est consacrée au cisaillement du matériel en tant que tel, où les paramètres comme la vitesse de déplacement horizontale de la boîte ainsi que le déplacement vertical sont mesurés également en fonction du temps.

L'essai sera réalisé trois fois avec une contrainte verticale normale différente (σ_1 , σ_2 et σ_3 sur la figure 3.16). Pour chaque essai, une courbe de l'évolution des contraintes en fonction des déplacements horizontaux en mm sera tracée et les pics de ces courbes vont permettre d'établir une représentation graphique des valeurs de pic de contrainte en fonction de chaque contrainte normale appliquée par essai (figure 3.16).

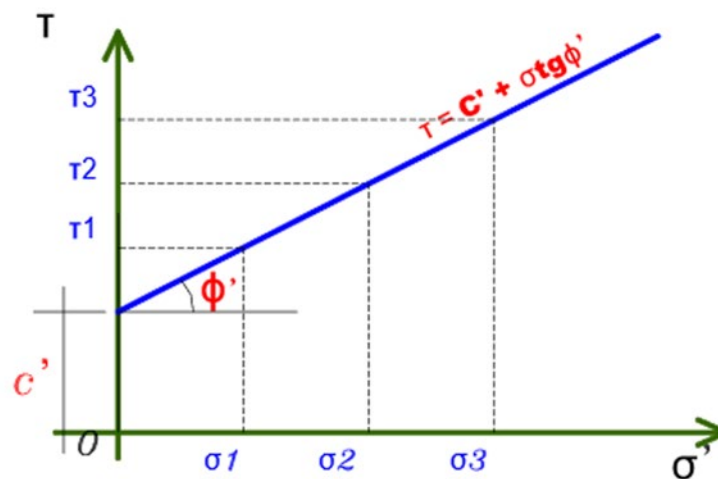


Figure 3.16: Courbe de contrainte déformation avec mise en évidence des paramètres de résistance au cisaillement
(Meftah et Ben Ali, 2016)

La droite en bleu (Figure 3.16) va permettre de déterminer les paramètres de résistance au cisaillement tel que l'angle de frottement interne effectif ϕ' et la cohésion effective c' ; ϕ' étant la pente en degré de la droite et c' l'ordonnée à l'origine.

Les essais réalisés dans ces travaux de recherche ont été fait dans les laboratoires de Golder Associates à Vancouver.

3.5.3 Étude de la conductivité hydraulique saturée

3.5.3.1 Essais en colonne sur le 0-50 mm

Le protocole pour les essais de perméabilité sur les mélanges paste rock se différencie de celui pour le stérile, car la conductivité hydraulique saturée attendue est proche de celle des résidus. Les colonnes pour les essais de perméabilité sont donc les mêmes que celles pour les stériles (30 cm de diamètre), mais c'est la méthode avec charge variable qui est utilisée pour ce matériel (adapté de la méthode ASTM D5856-15). De la graisse est appliquée contre les parois de la colonne afin d'assurer une meilleure adhérence et d'éviter les chemins préférentiels lors de la saturation ou pendant l'essai. Chaque essai, selon le rapport de mélange étudié, nécessite la préparation d'environ 70 kg de paste rock à la mélangeuse (Figure 3.17).

La colonne est montée en 3 étapes avec la préparation et mise en place d'environ 30 kg, puis deux fois 20 kg. En fond de colonne sont placés une plaque perforée puis un géotextile, ainsi que seulement une plaque perforée sur le dessus du mélange. Le paste rock est mis en place en 6 à 7 couches successives de 5 à 10 cm chacune, chacune subissant un compactage avec une masse de 8500g. L'étape de compactage permet d'atteindre la porosité voulue près de 0,2 et d'éviter la formation de chemin préférentiel lors de la saturation de la colonne ou au lancement de l'essai. La saturation se fait progressivement de bas en haut de la colonne.

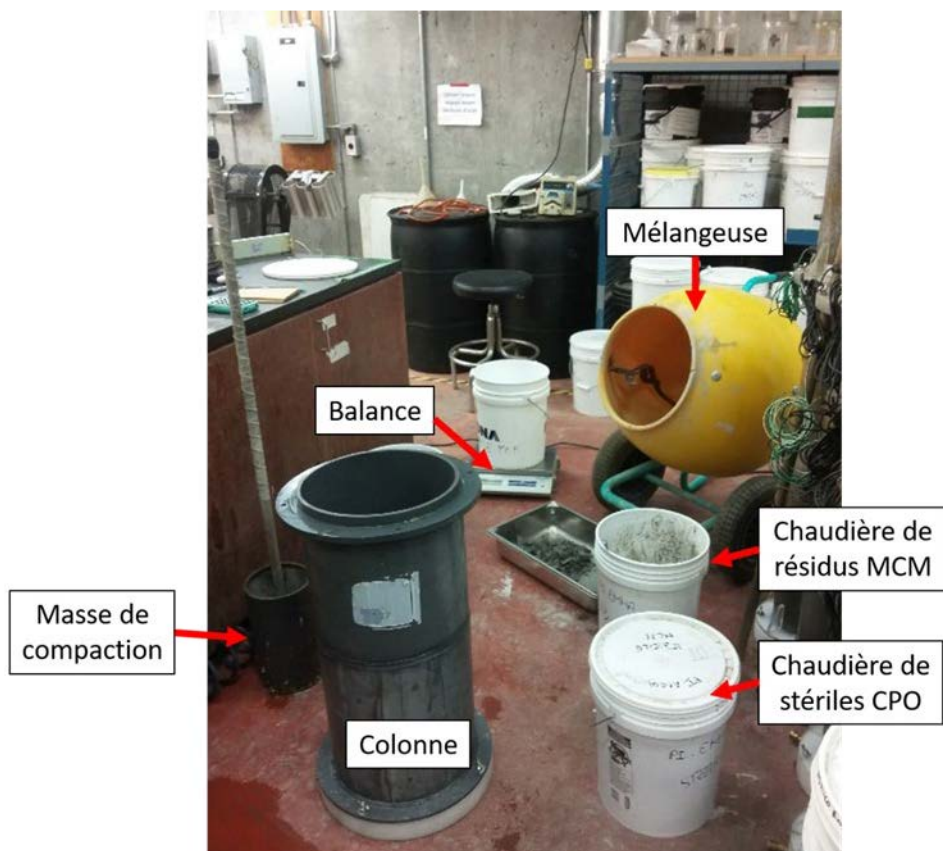


Figure 3.17 : Montage des colonnes de perméabilité pour les mélanges paste rock

Une burette graduée adaptée à la dimension de la colonne de perméabilité a été mise en place (Figure 3.18) et permet d'appliquer un gradient maximum de 5 sur le mélange.



Figure 3.18 : Essai de conductivité hydraulique saturée sur les mélanges paste rock de fraction 0-50 mm

Les résultats de ces essais sont présentés dans le chapitre 4.

3.5.3.2 Essais au perméamètre normé sur le 0-20 mm

Le perméamètre pour les essais à charge variable sur les mélanges de paste rock 0-20 mm a un diamètre de 22,7 cm et une hauteur de 31,5 cm. Une plaque perforée et un géotextile sont insérés à la base et une plaque perforée est posée sur le matériau avant de refermer la colonne. Aucun géotextile n'est placé au-dessus afin de permettre aux particules d'être mobilité et recueillies dans une chaudière. La colonne est préalablement graissée puis est remplie en 3 couches successives d'environ 10 cm avec compactage à l'aide d'un marteau entre chaque couche. Le 90 % de l'optimum Proctor est visé pour chaque essai. Le perméamètre est pesé vide et une fois rempli, puis il est raccordé à une cellule de Mariotte afin de saturer l'échantillon sur une période de 2 à 3 jours afin d'éviter la formation de chemin préférentiel. Une fois la colonne saturée de

bas en haut, elle est raccordée à une burette graduée remplie d'eau désaérée jusqu'au gradient initial voulu et l'essai peut commencer (Figure 3.19).



Figure 3.19 : Photographie du montage de l'essai de conductivité à charge variable pour les mélanges paste rock sur fraction 0-20 mm

Pour chaque gradient initial voulu, l'essai est effectué trois fois afin d'obtenir une moyenne de la conductivité hydraulique du matériau. Deux essais de perméabilité sont faits sur chaque ratio afin de vérifier la validité des résultats. L'eau sortant de la colonne est recueillie afin d'observer s'il y a eu migration de particules fines et si oui, l'eau est mise à l'étuve afin de déterminer la masse de solide recueillie. Le gradient initial est augmenté jusqu'à ce qu'il y ait observation de fines dans l'eau sortant de la colonne. L'essai peut être mené jusqu'à un gradient de 8,9.

Le chapitre 4 présente les résultats et interprétations de la caractérisation physique, mécanique et hydrogéologique sur les mélanges paste rock de fractions 0-50 mm. Le

chapitre 5 présente les résultats des essais de caractérisation sur les mélanges de fractions 0-20 mm.

Chapitre 4 RÉSULTATS DE CARACTÉRISATION DES MÉLANGES PASTE ROCK

Le principal objectif de ce mémoire est de caractériser les propriétés hydrogéotechniques de différents mélanges paste rock. Les résultats de l'évaluation des propriétés physiques et hydrogéologiques des mélanges paste rock de fractions 0-50 mm par les méthodes décrites dans le chapitre précédent sont donc présentés dans ce chapitre.

4.1 Granulométrie et densité relative des grains

4.1.1 Granulométrie

Les courbes granulométriques des quatre ratios étudiés sont présentées dans la figure 4.1.

La forme de courbes granulométrique des mélanges est relativement similaire avec une structure dite de type bimodale (McCarthy, 2007). On remarque visuellement un manque de particules dans la fraction granulométrique entre 0,2 mm et 2 mm environ. Les principales caractéristiques granulométriques des différents mélanges paste rock étudiés sont résumées dans le tableau 4.1.

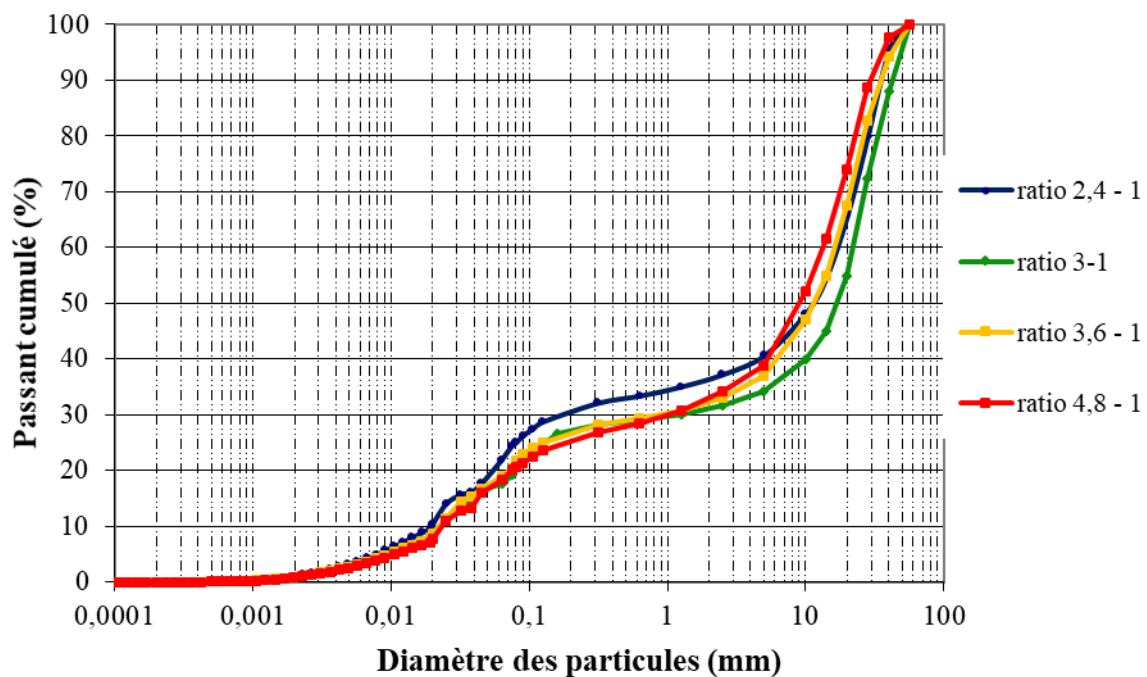


Figure 4.1 : Courbes granulométriques des quatre ratios de mélanges paste rock étudiés

Tableau 4.1 : Paramètres granulométriques

Paramètres	Unité	Ratio 2,4 - 1	Ratio 3 - 1	Ratio 3,6 - 1	Ratio 4,8 - 1
$C_U = D_{60}/D_{10}$	-	900	1023	773	560
$C_C = D_{30}^2/(D_{60} * D_{10})$	-	0,1	2,0	1,9	2,9
D_{10}	mm	0,02	0,02	0,02	0,03
D_{20}	mm	0,06	0,07	0,08	0,08
D_{30}	mm	0,17	1	0,85	1
D_{40}	mm	4,5	10	6	5,4
D_{50}	mm	12	16,5	12	9
D_{60}	mm	18	22,5	17	14
D_{70}	mm	22,5	27	21	18
D_{80}	mm	28	34	27	23
D_{90}	mm	35	41	35	30

Les distributions granulométriques des mélanges, bien que similaire de par leur forme, ont cependant des caractéristiques différentes avec un coefficient d'uniformité ($C_U = D_{60}/D_{10}$) variant de 560 à 1023 et un coefficient de courbure ($C_C = D_{30}^2 / (D_{60} * D_{10})$) variant de 0,1 à 2,9. Il est à noter que tous les mélanges ont un C_U supérieur à 200 et ont donc une granulométrie très étalée avec une prédominance de particules grossières. Le C_U tenant en compte les fractions D_{10} et D_{60} , il est pertinent de relever le fait que ces fractions sont les extrémités de la zone de « vide granulométrique » et sont donc assez variables (d'où le C_U pouvant doubler d'un ratio à l'autre). Tous les mélanges paste rock étudiés peuvent être considérés comme des graviers silteux ou limoneux GM selon la classification USCS (Holtz et Kovacs, 1991). La figure 4.2 présente ce fossé granulométrique ainsi qu'une ressemblance avec d'autres paste rock étudiés dans le cadre de travaux de recherche par Khalili et al. (2010) et Wickland (2006). On retrouve des C_U élevés pour les courbes granulométriques de Khalili et al. (2010) (environ 600) et autour de 1000 pour les mélanges étudiés dans les travaux de thèse de Wickland (2006).

On différencie bien la courbe granulométrique des résidus MCM avec 70 % de particules fines ($< 0,08$ mm) et 0 % de grossière ($> 4,75$ mm) et celle des stériles avec 5 % de fines et plus de 80 % de particules grossières. Chaque ratio de mélange étudié à un pourcentage de fines entre 20 % et 30 % alors que les pourcentages de particules grossières sont entre 60 % et 65 %.

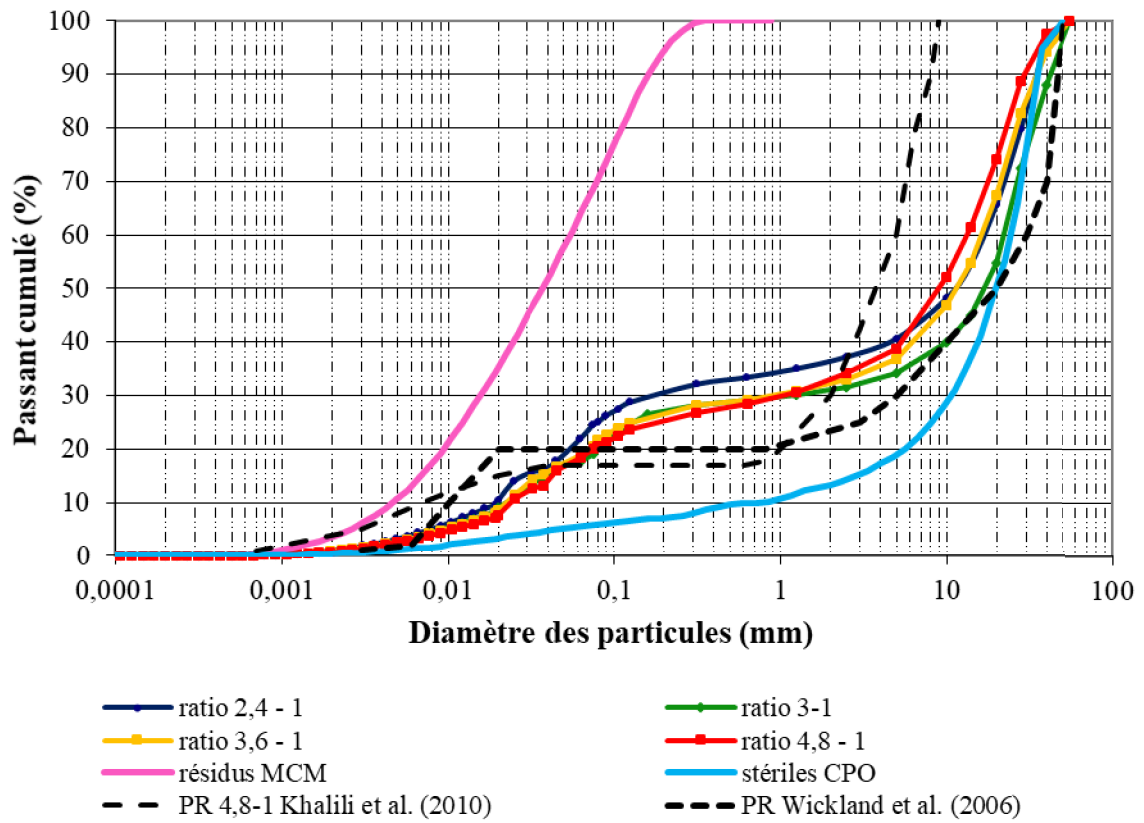


Figure 4.2 : Courbes granulométriques des mélanges paste rock, des stériles CPO, résidus MCM et mélanges paste rock tirés de la littérature

4.1.2 Densité relative des grains

La densité relative des grains des mélanges a été obtenue par calcul à partir des densités relatives respectives des matériaux composants les mélanges (voir Tableau 3.3).

Pour calculer la valeur de D_r des mélanges (équation 4.1), il faut multiplier le ratio de chaque matériel ($R_{\text{matériau}}$) à sa D_r , additionner les deux puis diviser le tout par la somme des ratios. Prenons pour exemple le ratio 2,4-1 le calcul est :

$$D_{r_{\text{ratio } 2,4-1}} = \frac{[(R_{\text{stériles}} \times D_{r_{\text{stériles}}}) + (R_{\text{résidus}} \times D_{r_{\text{résidus}}})]}{(R_{\text{stériles}} + R_{\text{résidus}})} \quad (4.1)$$

$$D_{r_{ratio\ 2,4-1}} = \frac{[(2,4 \times 2,73) + (1 \times 2,76)]}{(2,4 + 1)} = 2,74$$

La D_r des mélanges de paste rock calculée avec cette approche est égale à 2,74 et ce, pour tous les mélanges (Tableau 4.2).

Tableau 4.2 : Densité relative des mélanges paste rock étudiés et leurs composantes

Matériaux	Densité relative D_r
Résidus MCM	2,76
Stériles CPO	2,73
Paste rock 2,4 - 1	2,74
Paste rock 3 - 1	2,74
Paste rock 3,6 - 1	2,74
Paste rock 4,8 - 1	2,74

4.2 Essais de compactage

4.2.1 Résultats de caractérisation

Les résultats des essais de compactage sont présentés à la figure 4.3 et regroupent les courbes Proctor obtenues pour chaque mélange testé. Ces courbes ont permis de déterminer les poids volumiques secs ainsi que les teneurs en eau et porosités à l'optimum Proctor. Ces données sont regroupées dans le tableau 4.3. On remarque également que les optimums Proctor sont habituellement atteints entre 60 % et 85 % de saturation.

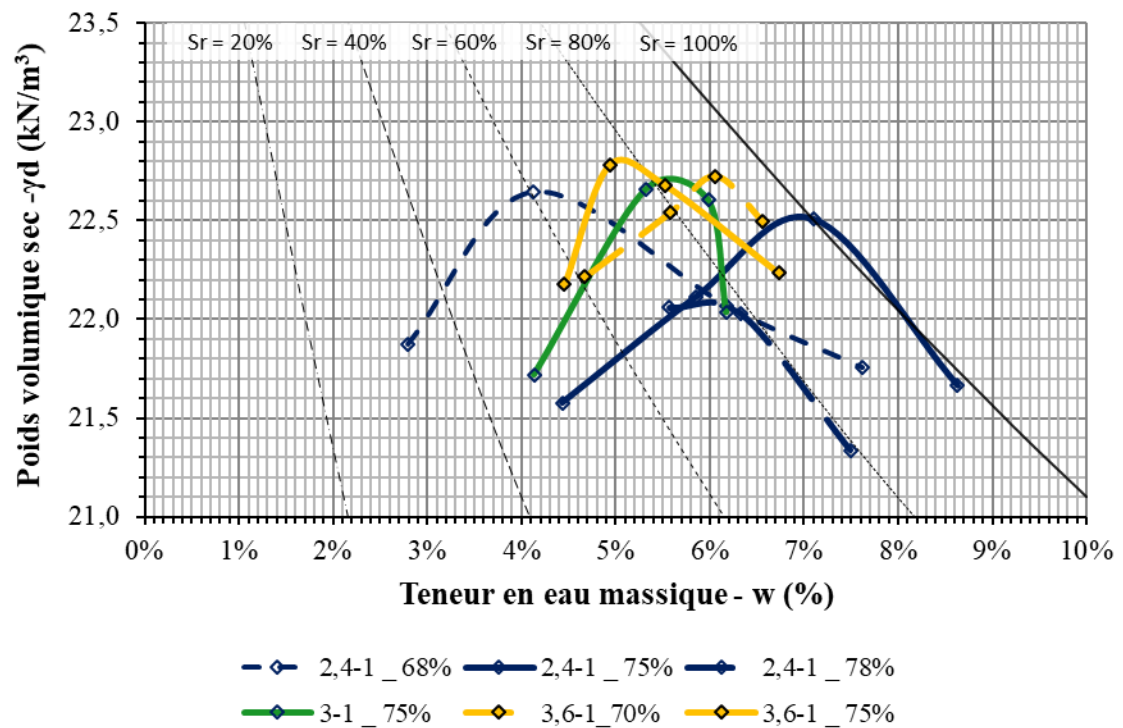


Figure 4.3 : Courbes Proctor des mélanges paste rock étudiés (dans la légende Ratio_Cw%)

Tableau 4.3 : Paramètres de compactage des mélanges paste rock étudiés

Ratio sec stériles : résidus	Résidus Cw (%)	ρ_{sec} (kg/m^3)	γ_{sec} (kN/m^3)	w_{opt} (%)	n_{opt}
2,4-1	68	2310	22,7	4,2	0,16
2,4-1	75	2290	22,6	7	0,16
2,4-1	78	2250	22,1	6	0,18
3-1	75	2320	22,7	5,6	0,16
3,6-1	70	2320	22,7	6,1	0,15
3,6-1	75	2330	22,8	5,1	0,15

Les résultats montrent une similarité dans les γ_{sec} des mélanges pâte rock étudiés avec des valeurs entre 22,1 kN/m³ et 22,8 kN/m³. Les teneurs en eau à l'optimum Proctor en revanche sont assez variables entre 4,2 % et 7 %. Les porosités retrouvées pour les conditions optimales sont entre 0,15 et 0,18. Les comportements mis en évidence par les essais de compactage sont assez comparables pour tous les mélanges testés et il ne semble pas y avoir de relation claire entre les paramètres de compactage et les caractéristiques des mélanges (rapport stériles : résidus; C_w des résidus).

4.2.2 Ajustement des courbes Proctor

Il est important de préciser que les résultats des essais de compactage présentés dans la section précédente sont ceux d'essais réalisés sur les mélanges bruts c'est-à-dire sur une fraction 0-50 mm. Il est recommandé par la norme ASTM de faire ces essais sur une fraction dont le D_{max} ne dépasse pas 20 mm puis d'utiliser les équations fournies dans la norme ASTM D 4718-15 pour corriger le poids volumique sec ainsi que la teneur en eau à l'optimum Proctor.

$$\gamma_{dc} = \frac{\gamma_{df} \times \gamma_{do}}{\frac{P_o}{100} \times (\gamma_{df} - \gamma_{do}) + \gamma_{do}} \quad (4.2)$$

Avec γ_{dc} le poids volumique sec corrigé, γ_{df} le poids volumique sec non corrigé, γ_{do} le poids volumique sec effectif de la fraction supérieure à 20 mm (ici on utilisera γ_s), P_o le pourcentage de particules de fraction supérieure à 20 mm.

$$MC_c = \frac{P_o}{100} \times MC_o + \left(1 - \frac{P_o}{100}\right) \times MC_f \quad (4.3)$$

Avec MC_c la teneur en eau corrigée (en %), MC_f la teneur en eau non corrigée (en %), MC_o la teneur en eau de la fraction supérieure à 20 mm (en %) et P_o le pourcentage de particule de fraction supérieure à 20 mm en % (présentés en tableau 4.4).

Tableau 4.4 : Pourcentage de particules de fraction supérieure à 20 mm (P_o)

Matériaux	P_o
Paste rock 2,4 - 1	35 %
Paste rock 3 - 1	42 %
Paste rock 3,6 - 1	32 %
Paste rock 4,8 - 1	25 %

Afin de valider la possibilité d'utiliser le mélange brut 0-50 mm sans avoir à retirer sa fraction comprise entre 20 mm et 50 mm pour chaque essai, deux essais de compactage sur le ratio 3-1, un sur le mélange 0-20 mm et un autre sur le mélange 0-50 mm ont été réalisés; les résultats sont présentés à la figure 4.4.

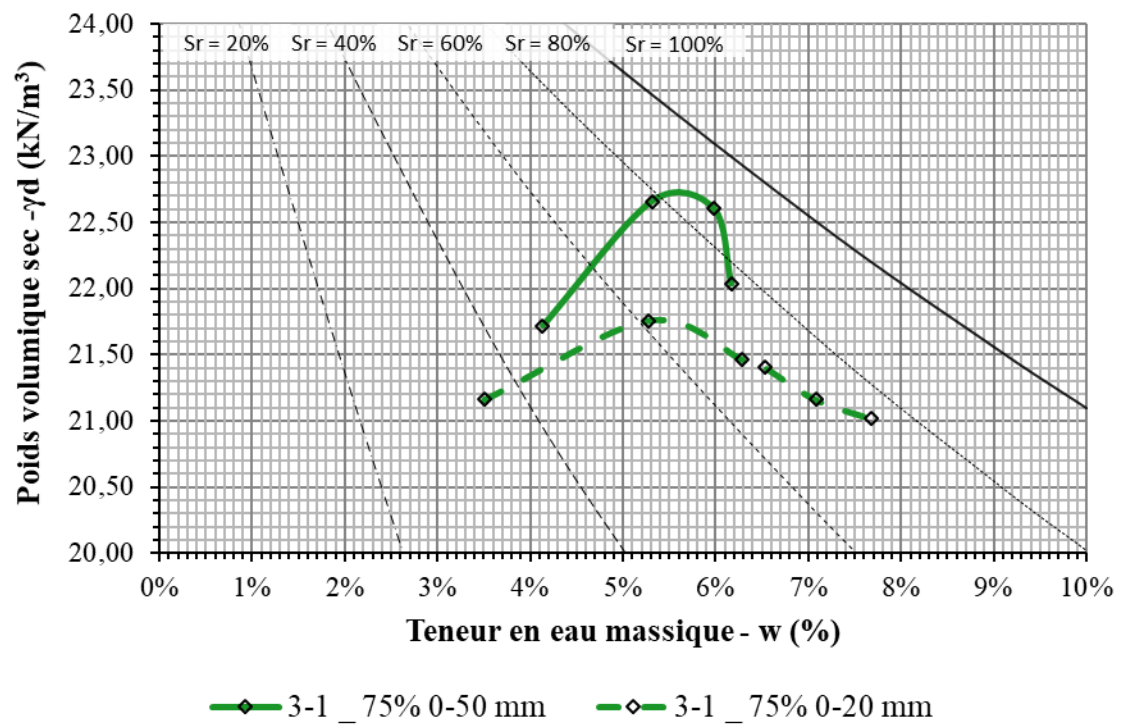


Figure 4.4 : Comparaison des courbes Proctor pour les ratios 3-1 de fraction 0-50 mm et 0-20 mm (dans la légende Ratio_Cw%)

Avec les résultats de l'essai sur la fraction 0-20 mm, les équations 4.2 et 4.3 ont été appliquées pour ajuster les valeurs à la fraction brute 0-50 mm. Les résultats sont présentés au tableau 4.5.

Tableau 4.5 : Résultats d'ajustement des paramètres de compactage

	Mesuré à 0-20 mm	Ajusté à 0-50 mm	Mesuré à 0-50 mm
P _o (%)			42
Poids volumique sec γ_d (kN/m ³)	21,8	23,7	22,7
Teneur en eau optimale (%)	5,4	3,6	5,6

Les résultats montrent que faire un essai sur une fraction 0-20 mm s'approchent de ceux faits directement sur la fraction 0-50 mm. Suite à ces essais préliminaires, il a été décidé de ne pas tronquer la granulométrie comprise entre 20 mm et 50 mm avant chaque essai afin de garder les résultats les plus proches possible des conditions éventuelles de terrain.

4.3 Essais de perméabilité

4.3.1 Caractérisation visuelle des différents mélanges testés

Les essais de conductivité hydraulique saturée ont été menés sur chaque ratio et avec plusieurs pourcentages solides de résidus. Une étude visuelle au montage et au démontage des colonnes de perméabilité a permis de se rendre compte de la qualité de texture du matériel. Les photographies présentées en ligne 1 de la figure 4.5 sont celles pour les montages de chaque ratio pour un pourcentage solide des résidus de 75 %. On remarque l'aspect visuel de plus en plus grossier avec l'augmentation de la teneur en stériles CPO dans les mélanges. Les photographies présentées en ligne 2 de la figure

4.5 représentent les mêmes ratios au moment du démantèlement des colonnes de perméabilité.

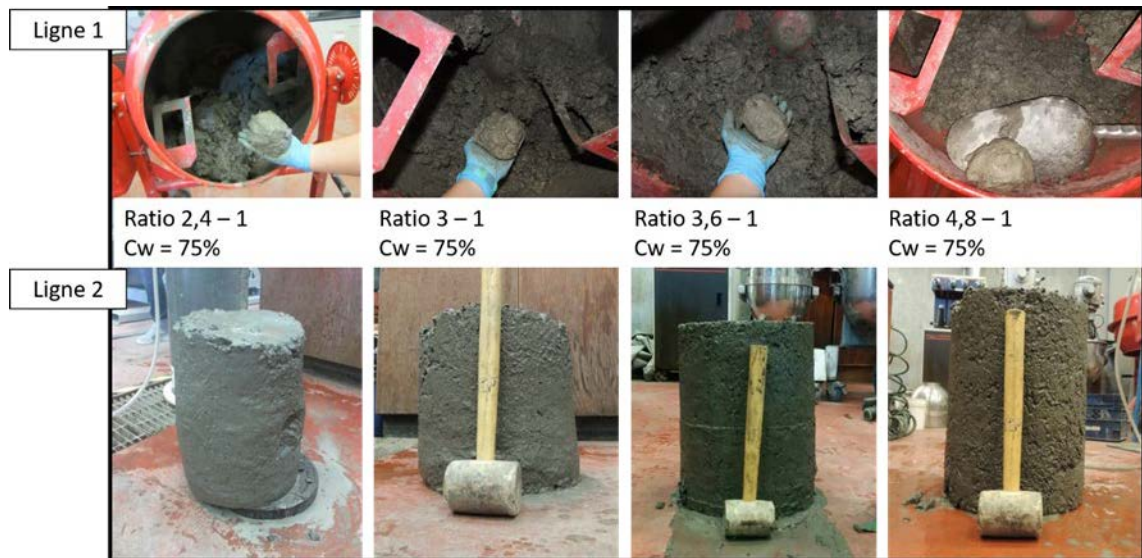


Figure 4.5 : Étude visuelle au montage (ligne 1) puis démontage (ligne 2) des colonnes de perméabilité pour chaque ratio étudié

Les colonnes sont démantelées à l'envers, ainsi le haut de la colonne de mélange à l'image se trouve être le bas de la colonne lors de l'essai de conductivité hydraulique saturée. On remarque également l'augmentation de l'aspect grossier du mélange avec l'augmentation du ratio stérile : résidus dans les mélanges.

Les photographies présentées à la figure 4.6 sont les mélanges après préparation (ligne 1) et après démantèlement des colonnes de perméabilité (ligne 2) pour le ratio 2,4-1 à trois pourcentages solide de résidus différents : 68 %, 75 % et 78 %.



Figure 4.6 : Étude visuelle au montage (ligne 1) puis démontage (ligne 2) des colonnes de perméabilité pour le ratio 2,4-1 aux différents pourcentages solides de résidus étudiés

On remarque la grande différence d'aspect du mélange, à sa préparation tout comme au moment du démantèlement des colonnes. Le premier ratio de mélange à C_w des résidus de 68 % était particulièrement liquide avec les roches stériles qui tombaient au fond de la mélangeuse sitôt l'arrêt de celle-ci. Pendant l'essai, toutes les grossières se sont déposées au fond de la colonne et les fines sont restées en suspension au-dessus. Au démantèlement, on a retrouvé cet étalement granulométrique lorsqu'on a renversé la colonne. Pour les deux autres C_w des résidus appliqués, on retrouve un comportement assez similaire avec un aspect particulièrement compact et solide. Ces essais ont permis de mettre en valeur l'impact du C_w des résidus sur les propriétés des mélanges. En effet, pour un même ratio, le C_w des résidus influence grandement l'aspect et la texture des mélanges.

4.3.2 Résultats des essais de perméabilité

Les résultats des essais de perméabilité sont présentés au tableau 4.6 pour les ratios et teneurs en eau sélectionnés.

Tableau 4.6 : Résultats des essais de perméabilité réalisés sur les mélanges paste rock

Ratio sec stérile : résidus	Résidus C_w (%)	k_{sat} mesurée (cm/s)	Porosité	Saturation initiale S_{ri} (%)	Ségrégation de particules au démantèlement
2,4-1	68	$3,4 \times 10^{-5}$	0,29	100	Forte
2,4-1	75	$1,4 \times 10^{-5}$	0,22	100	Nulle
2,4-1	78	$5,8 \times 10^{-6}$	0,22	100	Nulle
3-1	75	$1,0 \times 10^{-5}$	0,21	100	Nulle
3,6-1	70	$1,9 \times 10^{-5}$	0,21	100	Moyenne
3,6-1	75	$9,3 \times 10^{-6}$	0,19	100	Nulle
4,8-1	75	$7,4 \times 10^{-6}$	0,22	80	Nulle

Les conductivités hydrauliques saturées des mélanges paste rock étudiés mesurées au laboratoire varient entre $3,4 \times 10^{-5}$ cm/s et $5,8 \times 10^{-6}$ cm/s. Les porosités varient entre 0,19 et 0,22 avec une exception de 0,29 pour le mélange 2,4-1 à C_w 68 %. La majeure partie des essais se sont fait à une saturation calculée autour de 100% avec une exception pour le mélange 4,8-1. Les calculs de la saturation présentent aussi une part d'erreur. En effet, en présence d'un matériel avec des particules très grossières, selon la masse du mélange mis à l'étude, et en fonction de sa teneur en particules fines et grossières, la teneur en eau calculée peut varier très rapidement.

La figure 4.7 met en évidence la tendance des mélanges paste rock à voir leur conductivité hydraulique saturée diminuer légèrement avec l'augmentation du rapport stériles : résidus pour un même C_w (75 %). Considérant la précision de la mesure (considérée typiquement d'un demi-ordre de grandeur), la tendance est peu marquée. La figure 4.8 montre quant à elle l'influence de C_w sur la valeur mesurée de k_{sat} pour un rapport stériles : résidus de 2,4-1. On remarque qu'augmenter la valeur de C_w réduit

la conductivité hydraulique saturée de façon importante; une différence de près d'un ordre de grandeur est observée entre le mélange à C_w 68% et celui à 78%.



Figure 4.7 : Évolution du k_{sat} en fonction de la quantité de stériles dans le mélange

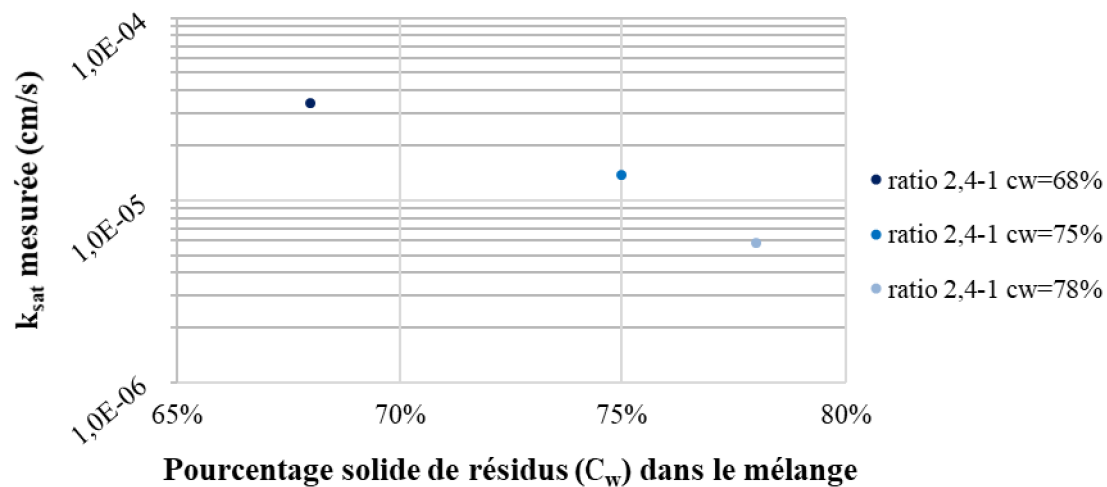


Figure 4.8 : Évolution du k_{sat} en fonction de C_w (%) dans le mélange pour un même ratio

De manière générale, c'est le C_w (%) de 75 % qui a été considéré optimal pour les mélanges. C'est le pourcentage solide à la fois le plus facile à mettre en place dans les colonnes, avec un bon aspect visuel et une texture satisfaisante, tout en donnant des résultats très intéressants.

4.3.3 Comparaison avec les méthodes de prédictions

Le tableau 4.7 regroupe les résultats des essais de k_{sat} mesurés au laboratoire comparés à ceux des prédictions selon différents modèles.

Tableau 4.7 : k_{sat} mesurées et prédites sur les différents mélanges à l'étude

	k_{sat} mesurée (cm/s)	k_{sat} prédite Mbonimpa et al. (2002)	k_{sat} prédite Chapuis (2004)	k_{sat} prédite Sheperd (1989)
Ratio 2,4-1 cw = 68 %	$3,4 \times 10^{-5}$	$2,9 \times 10^{-4}$	$4,9 \times 10^{-4}$	$4,6 \times 10^{-2}$
Ratio 2,4-1 cw = 75 %	$1,4 \times 10^{-5}$	$5,2 \times 10^{-5}$	$2,3 \times 10^{-4}$	$4,6 \times 10^{-2}$
Ratio 2,4-1 cw = 78 %	$5,8 \times 10^{-6}$	$5,6 \times 10^{-5}$	$2,3 \times 10^{-4}$	$4,6 \times 10^{-2}$
Ratio 3-1 cw = 75 %	$1,0 \times 10^{-5}$	$4,8 \times 10^{-5}$	$2,3 \times 10^{-4}$	$7,5 \times 10^{-2}$
Ratio 3,6-1 cw = 70 %	$1,9 \times 10^{-5}$	$4,4 \times 10^{-5}$	$2,3 \times 10^{-4}$	$4,6 \times 10^{-2}$
Ratio 3,6-1 cw = 75 %	$9,3 \times 10^{-6}$	$2,8 \times 10^{-5}$	$1,9 \times 10^{-4}$	$4,6 \times 10^{-2}$
Ratio 4,8-1 cw = 75 %	$7,4 \times 10^{-6}$	$6,5 \times 10^{-5}$	$3,1 \times 10^{-4}$	$3,0 \times 10^{-2}$

On observe que le modèle KCM (Mbonimpa et al, 2002) adapté aux matériaux granulaires et basé sur l'ensemble de la granulométrie est le plus représentatif du comportement hydrogéologique des mélanges paste rock (Figure 4.9).

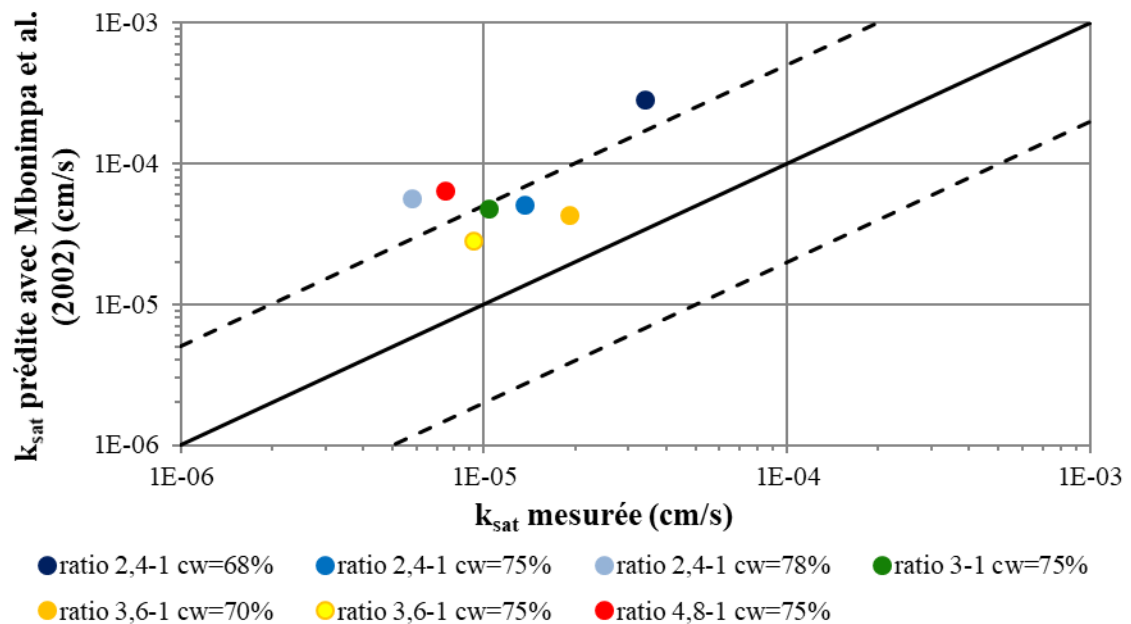


Figure 4.9 : Comparaison des k_{sat} mesurées au laboratoire et prédites avec le modèle proposé par Mbonimpa et al. (2002)

Les modèles proposés par Chapuis (2004) ainsi que Sheperd (1989) ne sont pas adaptés à la prédiction de la conductivité hydraulique saturée des mélanges paste rock. Une explication pourrait être que ces modèles sont basés sur les paramètres granulométriques D_{10} et l'indice des vides pour Chapuis (2004) et D_{50} pour Sheperd (1989) et que ces fractions ne sont pas représentatives de l'ensemble du matériau. En effet, il est recommandé par Peregoedova (2012) d'utiliser Sheperd (1989) pour les matériaux grossiers tels que les stériles, mais bien que considérés comme grossiers, les mélanges paste rock contiennent une grande quantité de fines contrôlant leur comportement hydrogéologique. Ces paramètres ne sont probablement pas suffisants

pour représenter la globalité des mélanges paste rock d'où la différence de valeurs de k_{sat} obtenues (d'un à quatre ordres de grandeur de différence).

4.3.4 Comparaison avec les composantes seules et la littérature

Les résultats des essais de perméabilité ont été comparés à ceux des composantes des mélanges afin de déterminer laquelle contrôle le comportement hydrogéologique des mélanges paste rock étudiés (Tableau 4.8).

Tableau 4.8 : Comparaison des valeurs de k_{sat} des mélanges paste rock avec celles des composantes

Matériaux	k_{sat} mesurée (cm/s)	Porosité
Stériles CPO	$4,7 \times 10^{-1}$	0,35
Résidus MCM	$7,1 \times 10^{-5}$	0,38
Paste rock	$\approx 10^{-5}$ à 10^{-6}	$0,19 \leq n \leq 0,22$

On remarque que le comportement hydrogéologique des mélanges paste rock s'approche de celui des résidus seuls. La faible porosité des mélanges est due au réarrangement des particules de résidus dans les pores des stériles au moment du compactage au montage des colonnes de perméabilité.

Les conductivités hydrauliques saturées mesurées au laboratoire sont dans les mêmes ordres de grandeur (autour de 10^{-5} cm/s) que celles retrouvées dans la littérature sur les mélanges paste rock étudiés notamment par Wilson et al. (2008) [k_{sat} de 1×10^{-5} cm/s pour un ratio de 5-1], Wickland et al. (2010) [k_{sat} entre $4,3 \times 10^{-6}$ cm/s et $2,3 \times 10^{-5}$ cm/s pour un ratio de mélange de 4,3-1] et Pouliot et al. (2017) [k_{sat} de $2,8 \times 10^{-5}$ cm/s pour un ratio de 4,3-1]. Ces résultats sont prometteurs quant à leur utilisation comme matériaux de construction car ils ont une faible conductivité hydraulique saturée associée à une faible porosité.

4.4 Prédiction de la porosité avec la théorie des mélanges

Comme expliqué dans la section 2.1.2, la théorie des mélanges permet de prédire à l'aide d'équations l'indice des vides d'un mélange de deux matériaux à partir des indices des vides des deux composantes du mélange ainsi que la proportion de chacune de ces composantes dans le mélange.

Pour cette étude, il a été choisi d'utiliser les indices des vides typiques d'un stérile et d'un résidu minier afin de calculer l'indice des vides prédit des mélanges paste rock. D'après Bussière (1993) et Aubertin et al. (1996), l'indice des vides typique d'un résidu provenant d'une exploitation minière en roche dure est autour de 0,50 ($e_r = 0,5$ dans le tableau 4.9). D'après Peregoedova (2012), il est raisonnable de considérer un indice des vides pour une roche stérile autour de 0,30 ($e_c = 0,3$ dans le tableau 7.9).

Tableau 4.9 : Paramètres de la théorie des mélanges appliqués aux ratios de mélanges paste rock étudiés et résultats de prédiction

	Rm	F	e_r	e_c	$e(F)$	$n(F)$
Ratio 2,4-1	1	0,29	0,50	0,30	0,30	0,23
	0,75	0,29	0,50	0,30	0,31	0,24
	0,5	0,29	0,50	0,30	0,33	0,25
Ratio 3-1	1	0,25	0,50	0,30	0,29	0,23
	0,75	0,25	0,50	0,30	0,31	0,24
	0,5	0,25	0,50	0,30	0,32	0,24
Ratio 3,6-1	1	0,22	0,50	0,30	0,29	0,23
	0,75	0,22	0,50	0,30	0,31	0,23
	0,5	0,22	0,50	0,30	0,32	0,24
Ratio 4,8-1	1	0,17	0,50	0,30	0,29	0,23
	0,75	0,17	0,50	0,30	0,30	0,23
	0,5	0,17	0,50	0,30	0,31	0,24

On rappelle que F est la teneur en particules fines, admise comme étant la quantité de résidus dans le mélange en pourcentage et Rm un paramètre empirique du mélange de sorte que plus Rm s'approche de 1 plus le mélange est uniforme ou complet. Trois Rm

différents entre le mélange complet et le mélange semi-complet à des valeurs de R_m de 1; 0,75 et 0,5 ont été testés (Gutierrez, 2003).

Les valeurs de porosité obtenues sont entre 0,23 et 0,25 d'après la prédiction à partir de la théorie des mélanges avec les plus faibles indices des vides pour les mélanges les plus « complets » ($R_m = 1$), ce qui est proche de l'objectif visé. Il est à noter que les porosités obtenues au laboratoire pendant les essais de conductivité hydraulique saturée sont entre 0,19 et 0,22 ce qui est très proche des valeurs prédites. Il est important de noter que F considéré comme étant la masse de résidu dans un ratio est une hypothèse imprécise, car dans les résidus utilisés, seulement 70 % sont réellement des fines (diamètre < 0.08 mm) et jusqu'à 5 % des stériles peuvent être des fines. Précisons également que le paramètre R_m manque de précision quant à la manière de le déterminer.

4.5 Courbe de rétention d'eau

Les courbes de rétention d'eau des différents mélanges paste rock étudiés ont été prédites à l'aide du modèle de Kovacs modifié (KM) présenté dans les travaux d'Aubertin et al. (2003). Le modèle, basé sur les paramètres granulométriques ainsi que l'indice des vides, a donc été utilisé avec les paramètres correspondant aux mélanges étudiés à savoir un D_{10} de 0,02 cm, un C_U entre 500 et 1000 et une porosité près de 0,22. La caractérisation hydrogéologique via les essais de conductivité hydraulique saturée au laboratoire ainsi que les données tirées de la littérature (Wickland et al., 2006) permettaient de s'attendre à une capacité de rétention proche de celle des résidus seuls, à savoir entre 100 cm et 300 cm. Le modèle KM propose une méthode de prédiction de la courbe de rétention soit pour les matériaux fins, soit pour les matériaux granulaires (détaillé dans la section 3.3.2.2). Le paste rock étant un matériau considéré grossier, la méthode pour matériaux granulaires a été utilisée. Les résultats obtenus proposent une valeur d'AEV proche de 10 cm qui n'est pas réaliste. Le fait que le C_U soit très grand a un impact important sur la prédiction et il en a été

conclu que le modèle KM n'est pas adapté à un matériau comme le paste rock avec les caractéristiques physiques d'un matériau grossier et le comportement hydrogéologique d'un matériau fin. Les résultats des prédictions courbes de rétention d'eau ne sont donc pas présentés dans ce mémoire.

4.6 Essais de cisaillement direct

Les essais de cisaillement direct en conditions drainées (CD) ont été faits sur les ratios 3-1 et 3,6 :1 de fractions 0-50 mm avec un pourcentage solide de résidus C_w de 75% dans une boîte de cisaillement de 300 mm par 300 mm (Figure 4.10) aux laboratoires de Golder Associates à Vancouver.



Figure 4.10 : Boîte de cisaillement utilisée pour les essais sur les mélanges paste rock

Pour chaque ratio, trois essais ont été faits avec trois contraintes normales de cisaillement différentes de 200 kPa, 400 kPa puis 800 kPa. La figure 4.11 met en évidence l'évolution de la contrainte de cisaillement en fonction du déplacement horizontal pour les deux ratios de mélange paste rock étudiés.

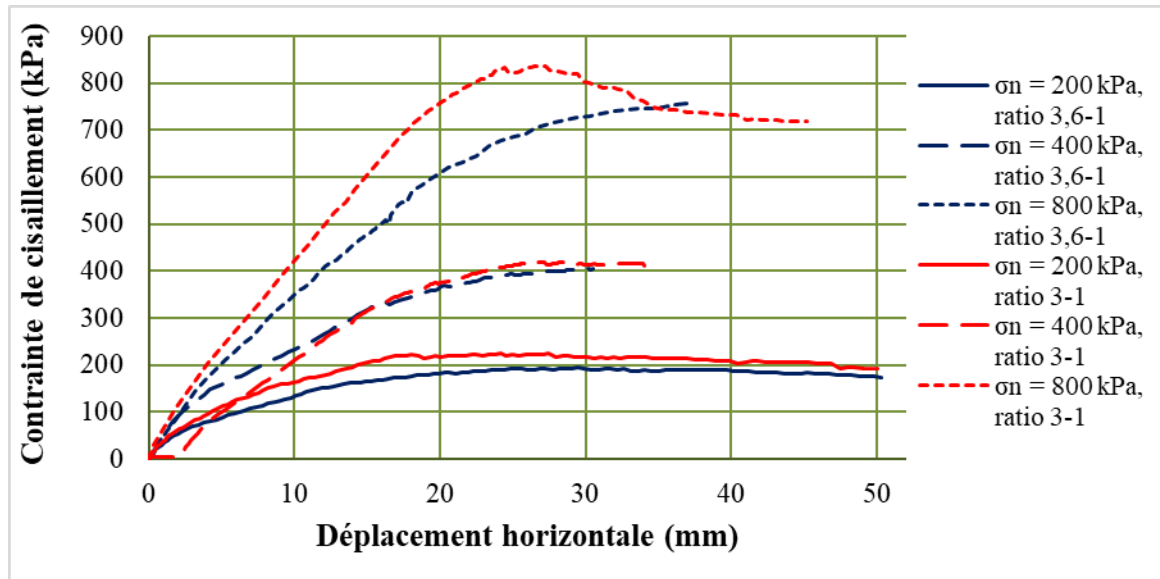


Figure 4.11 Courbes de contrainte déformation des mélanges paste rock étudiés

Cette figure met en évidence le pic de contrainte de cisaillement pour chaque courbe ainsi que la contrainte résiduelle; ces données sont également présentées au tableau 4.10.

Tableau 4.10 : Paramètres mécaniques des mélanges paste rock étudiés

Ratio	Résidus c_w (%)	$\sigma_n = 200 \text{ kPa}$		$\sigma_n = 400 \text{ kPa}$		$\sigma_n = 800 \text{ kPa}$	
		Pic de contrainte (kPa)	Contrainte résiduelle (kPa)	Pic de contrainte (kPa)	Contrainte résiduelle (kPa)	Pic de contrainte (kPa)	Contrainte résiduelle (kPa)
3-1	75	220	200	380	350	840	720
3,6-1	75	180	170	400	400	730	730

Avec ces valeurs de contrainte, des courbes (Figure 4.12) sont tracées pour montrer l'évolution des pics en fonction de la contrainte normale appliquée.

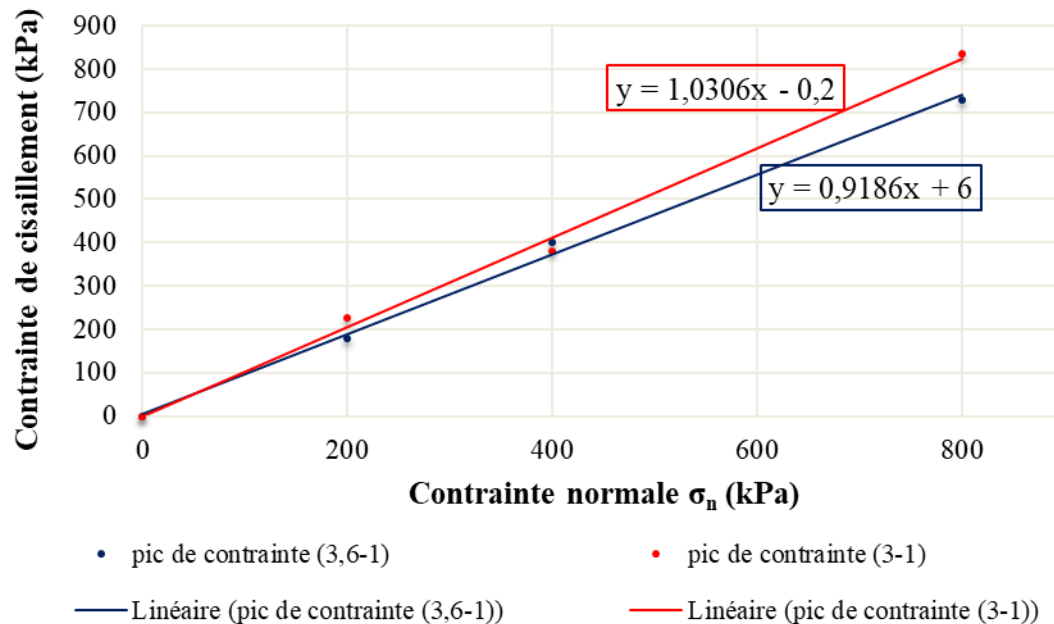


Figure 4.12 : Courbe enveloppe à la rupture pour les mélanges paste rock étudiés

L'équation des droites tracées à partir des pics de contrainte pour chaque ratio étudié permet de déduire le paramètre mécanique Φ' l'angle de friction interne effectif (Tableau 4.11).

Tableau 4.11 : Angle de friction interne effectif des mélanges paste rock étudiés

Paramètres	Ratio 3-1	Ratio 3,6-1
a : pente des linéaires dans l'équation $y = ax + b$	1,0306	0,9186
Angle de friction interne effectif Φ'	46°	42°
R^2	0,996	0,997

Les deux ratios étudiés à la boîte de cisaillement ont des angles de friction interne très similaires, soient de 46° et 42° .

Lorsque l'on compare avec des données de la littérature (Figure 4.13), on retrouve une grande similitude entre le comportement mécanique des stériles seuls (droites continues et pointillées) et celui des mélanges paste rock étudiés (points rouges et bleus); les lignes représentant le comportement mécanique des stériles seuls sont tirées du livre de Blight (2010).

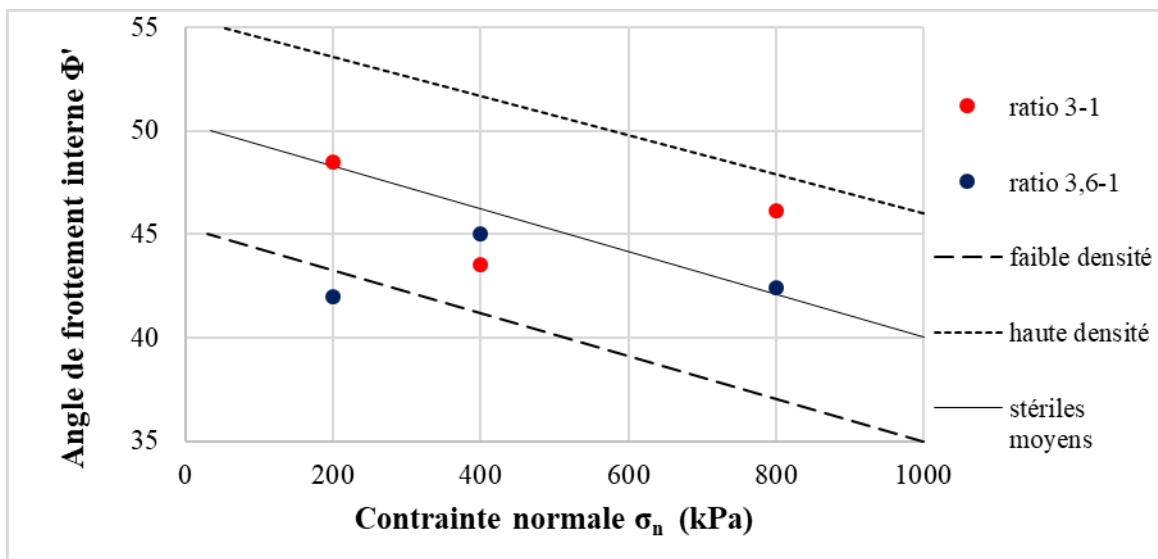


Figure 4.13 : Comparaison des Φ' des mélanges paste rock étudiés avec celui d'un stérile typique pris de la littérature

Les résidus seuls ont un comportement différent de ceux des mélanges paste rock (figure 4.14) ; on retrouve des angles de frottement interne de l'ordre de 30° à 42° pour un résidu drainé tandis qu'un résidu non drainé (comportement généralement retrouvé dans les parcs à résidus) aura un angle de friction interne entre 14° et 25° et une cohésion pouvant atteindre 100 kPa (Bussi re, 2007). Dans leurs  tudes, Qiu et Sego (2001) montrent des angles de frottement interne effectif de r s dus entre 30° et 34° obtenus   l'aide d'essais triaxiaux en conditions consolid es non drain es. Ainsi, bas 

sur la comparaison entre le comportement mécanique des résidus seuls et des stériles seuls, on peut dire que, pour les mélanges étudiés, le comportement mécanique est essentiellement contrôlé par les stériles. Le comportement mécanique est donc prometteur quant à son utilisation comme matériau de construction due à sa bonne résistance mécanique.

La figure 4.14 compare les résultats des angles de frictions internes effectifs des mélanges paste rock étudiés dans ce travail avec ceux étudiés dans les travaux de Burden et al. (2018).

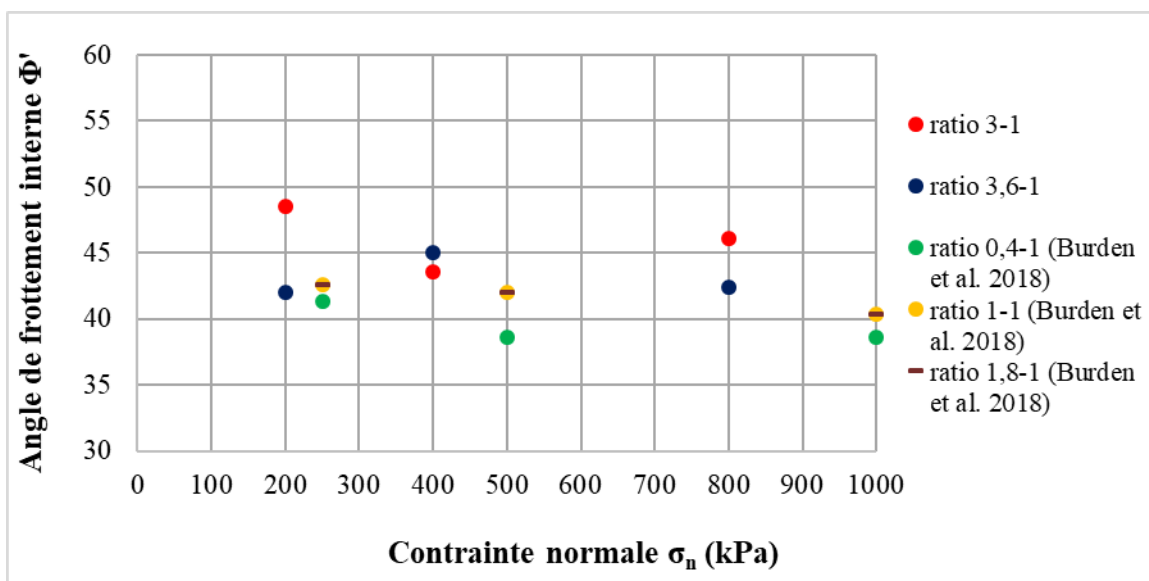


Figure 4.14 : Paramètres mécaniques comparés avec la littérature

Les données tirées de Burden et al. (2018) ont été calculées à partir des résultats présentés dans l'étude : les angles de frottement interne calculés sont entre 40° et 42°. Il est donc raisonnable d'affirmer que les mélanges paste rock étudiés se comportent de façon similaire à d'autres mélanges étudiés par d'autres auteurs, et que leur comportement mécanique s'approche de celui des stériles seuls.

4.7 Défis rencontrés au laboratoire

Le premier des défis rencontrés au laboratoire par ce projet de recherche fut l'adaptation des essais à l'échelle du matériau étudié. Pour la caractérisation physique, les essais de compactage et la densité relative n'ont pas posé de problème, mais la détermination de la courbe granulométrique a nécessité la création d'un protocole de caractérisation spécifique détaillé afin d'optimiser le temps tout en restant rigoureux à chaque étape de travail.

Pour la caractérisation hydrogéologique, ce sont les essais pour déterminer la conductivité hydraulique saturée qui ont posé le défi le plus important. Tout d'abord, il a fallu développer un protocole de montage des colonnes adapté au paste rock. Il était important de respecter rigoureusement les étapes de montage de la colonne afin d'obtenir des résultats cohérents d'un essai à l'autre. Le protocole de montage, détaillé à la section 3.5 (incluant la préparation des mélanges et le montage des colonnes de perméabilité), a donc pris un certain temps avant d'être optimisé.

Malgré l'optimisation du protocole de montage des colonnes, des problèmes expérimentaux ont continué d'être observés. L'apparition de chemins préférentiels le long des parois et à l'intérieur de la colonne a ajouté un défi au projet et a mené à l'hypothèse suivante : les mélanges de paste rock sont susceptibles de subir le phénomène de suffusion. La figure 4.15 représentent respectivement la plaque perforée après un essai de conductivité sur un ratio 2,4-1 à une valeur de C_w de 75% ainsi que le matériau final au démantèlement de la colonne pour différents ratios.

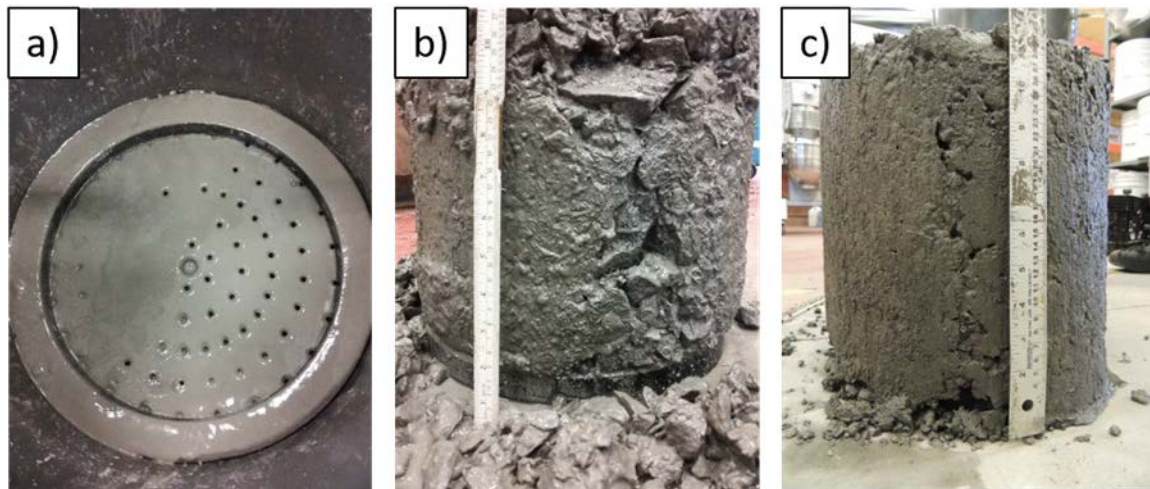


Figure 4.15 : Essais de conductivité hydraulique saturée, a) migration de particules au travers de la plaque perforée supérieure, b) démantèlement de colonne mélange 2,4-1 avec $C_w = 75\%$ et c) idem pour 3-1 avec $C_w = 75\%$

Sur la figure 4.15a, on remarque bien la présence d'une couche de matériau fin ayant migré au travers du géotextile présent sous la plaque ainsi qu'au travers de la plaque elle-même. Sur la figure 4.15b et c, on remarque la présence d'un chemin préférentiel le long d'une paroi de la colonne ayant emporté les fines et lavant les particules grossières. Ces deux photographies ne sont qu'un exemple de qui s'est passé de nombreuses fois malgré l'ajout de graisse à vide en grande quantité sur les parois de la colonne ainsi qu'un fort compactage appliqué à chaque couche de mélange déposée dans la colonne. Le nombre de couches a également été augmenté afin d'optimiser le compactage global du mélange.

Malgré ces améliorations, on a tout de même observé des chemins préférentiels dans certains essais. Inspiré des travaux de Burenkova (1983) basés sur les caractéristiques granulométriques des matériaux, deux équations ont été utilisées par les travaux de Wan et Fell (2008) afin d'obtenir une figure mettant en évidence le potentiel d'instabilité interne (ou de suffusion) du matériau étudié (voir section 2.4). Le tableau 4.12 recense les paramètres d'intérêts relatifs à cette étude. D'après la figure 4.16, les

quatre ratios de mélange étudiés sont dans la zone de transition, donc potentiellement sujet à de la suffusion.

Tableau 4.12 : Paramètres de Wan et Fell (2008) inspirés de Burenkova (1983) pour l'étude de la propension à la suffusion des mélanges paste rock

Paramètres	Ratio 2,4 - 1	Ratio 3 - 1	Ratio 3,6 - 1	Ratio 4,8 - 1
D ₉₀ (mm)	35	41	35	30
D ₆₀ (mm)	18	23	17	14
D ₂₀ (mm)	0,06	0,07	0,08	0,08
D ₅ (mm)	0,01	0,01	0,01	0,01
15/log(D ₂₀ /D ₅)	16,1	15,0	15,0	16,6
30/log(D ₉₀ /D ₆₀)	103,9	115,1	95,7	90,6

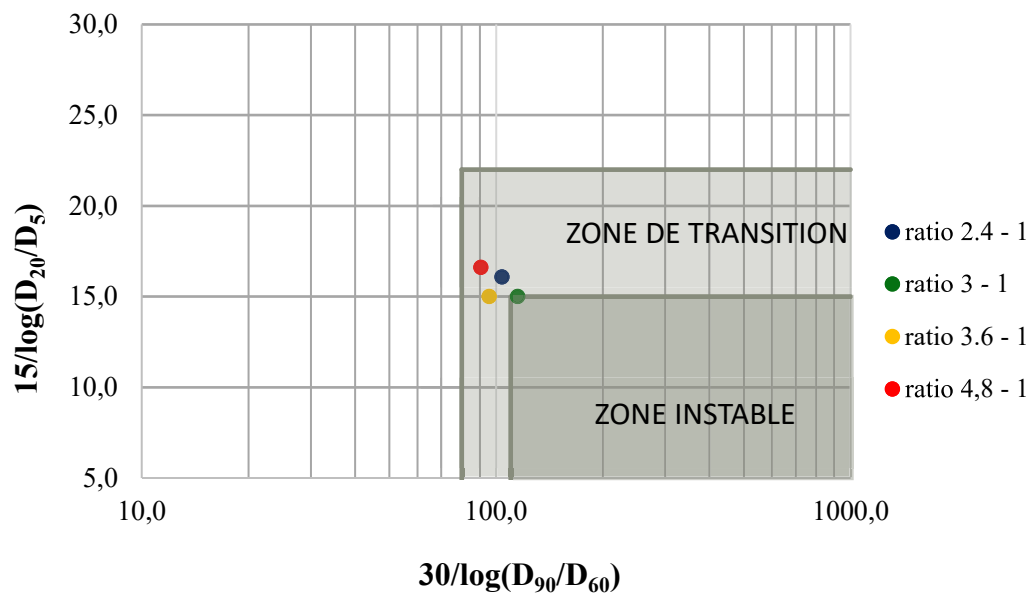


Figure 4.16 : Potentiel d'instabilité des mélanges paste rock étudiés

Dans le chapitre suivant, on présente des travaux qui visent à étudier davantage le potentiel de suffusion des mélanges de paste rock testés puisque cette susceptibilité pourrait affecter grandement le comportement in situ du matériel (augmentation localisée de la conductivité hydraulique).

Chapitre 5 SUSCEPTIBILITÉ À LA SUFFUSION DES MÉLANGES PASTE ROCK

Tel que mentionné à la fin du chapitre précédent, une gamme de mélanges paste rock de différents ratios et fabriqués avec la fraction 0-20 mm a été étudiée au laboratoire afin d'évaluer si le phénomène de suffusion est susceptible de se produire. Pour ce faire, des essais de caractérisation de la granulométrie, des caractéristiques de compactage (tests Proctor) ainsi que des tests de perméabilité ont été réalisés. Ce chapitre présente tout d'abord les résultats de cette caractérisation ainsi qu'une comparaison avec ceux de la fraction 0-50 mm (présentés au chapitre précédent). Une dernière section traite de la prédiction de la susceptibilité à la suffusion des mélanges paste rock 0-20 mm et 0-50 mm grâce aux méthodes disponibles dans la littérature. Cette partie de l'étude sur les mélanges paste rock a été réalisée avec l'aide d'Audrey Corriveau, stagiaire à la session d'été 2019.

5.1 Préparation du matériel

Afin d'obtenir des roches stériles de fraction 0-20 mm, un tamisage manuel au laboratoire a été réalisé (figure 5.1).

La fraction de roche 20-50 mm a ainsi été retirée et 2 barils de roches stériles de fraction 0-50 mm ont été nécessaires pour obtenir un baril de roches stériles de fraction 0-20 mm. Après tamisage, une homogénéisation a permis d'entreposer les roches stériles CPO 0-20 mm en chaudières de 20L. Stocker le matériel dans des contenants de 20L plutôt que des barils de 200L permet une plus grande accessibilité du matériel tout au long de l'année.



Figure 5.1 : Tamisage de la fraction 20-50 mm des roches stériles CPO

Les mélanges paste rock faits à partir de ce matériau ont été réalisés de la même manière que les mélanges de fraction 0-50 mm; la méthode est détaillée en section 5 du chapitre 3 et ne sera pas représentée ici. Pour ce qui est du pourcentage solide des résidus miniers utilisés pour les mélanges, il a été décidé d'utiliser la valeur optimale identifiée pour les mélanges constitués de la fraction 0-50 mm, soit $C_w = 75 \%$.

5.2 Résultats de la caractérisation physique

5.2.1 Courbes granulométriques

Les courbes granulométriques des ratios étudiés présentées en figure 5.2 ont été obtenues par tamisage pour la fraction $> 0,02$ mm (soit entre 20 mm et 0,02 mm) et à l'aide d'un granulomètre laser pour la fraction $< 0,02$ mm. Les détails concernant la méthode peuvent être trouvés à la section 3.5.2.1. Les courbes obtenues sont présentées avec comme élément de comparaison la courbe paste rock du mélange 2,4-1 de fraction 0-50 mm.

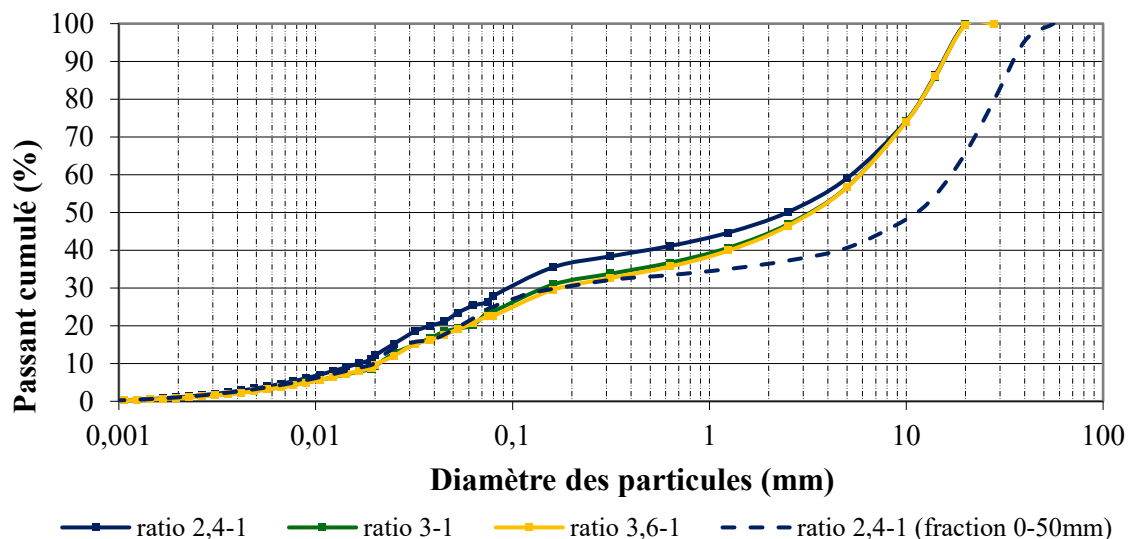


Figure 5.2 : Courbes granulométriques des trois ratios de mélanges paste rock étudiés

La forme des courbes granulométrique des mélanges étudiés s'apparente à une structure de type bimodale (McCarthy, 2007) tout comme celle du ratio 2,4-1 de la fraction plus grossière 0-50 mm. On remarque visuellement un manque de particules dans la fraction granulométrique entre 0,2 mm et 1 mm environ. Les principales caractéristiques granulométriques des différents mélanges paste rock étudiés en fraction 0-20 mm sont résumées dans le tableau 5.1.

Les courbes granulométriques des mélanges paste rock étudiés ont des formes similaires avec des C_U autour de 300 et des C_C entre 0,1 et 0,2 pour les trois ratios. Le coefficient d'uniformité témoigne d'une distribution granulométrique très étalée et les matériaux sont caractérisés comme des graviers silteux ou limoneux GM selon la classification USCS (Holtz et Kovacs 1991).

Tableau 5.1 : Paramètres granulométriques

Paramètres	Unité	Ratio 2,4 - 1	Ratio 3 - 1	Ratio 3,6 - 1
$C_U = D_{60}/D_{10}$	-	306	281	281
$C_C = D_{30}^2/(D_{60}*D_{10})$	-	0,1	0,2	0,2
D ₁₀	mm	0,017	0,021	0,021
D ₂₀	mm	0,038	0,062	0,062
D ₃₀	mm	0,094	0,15	0,17
D ₄₀	mm	0,48	1,2	1,25
D ₅₀	mm	2,5	3,2	3,3
D ₆₀	mm	5,2	5,9	5,9
D ₇₀	mm	8,5	8,7	8,2
D ₈₀	mm	12	13	12
D ₉₀	mm	16	16	16

5.2.2 Essai de compactage

Les essais de compactages ont été faits en suivant la norme ASTM D1557-12 méthode C dont la méthode est détaillée dans la section 3.5.2.2. Les résultats des essais de compactage sont présentés à la figure 5.3 et regroupent les courbes Proctor des trois mélanges testés.

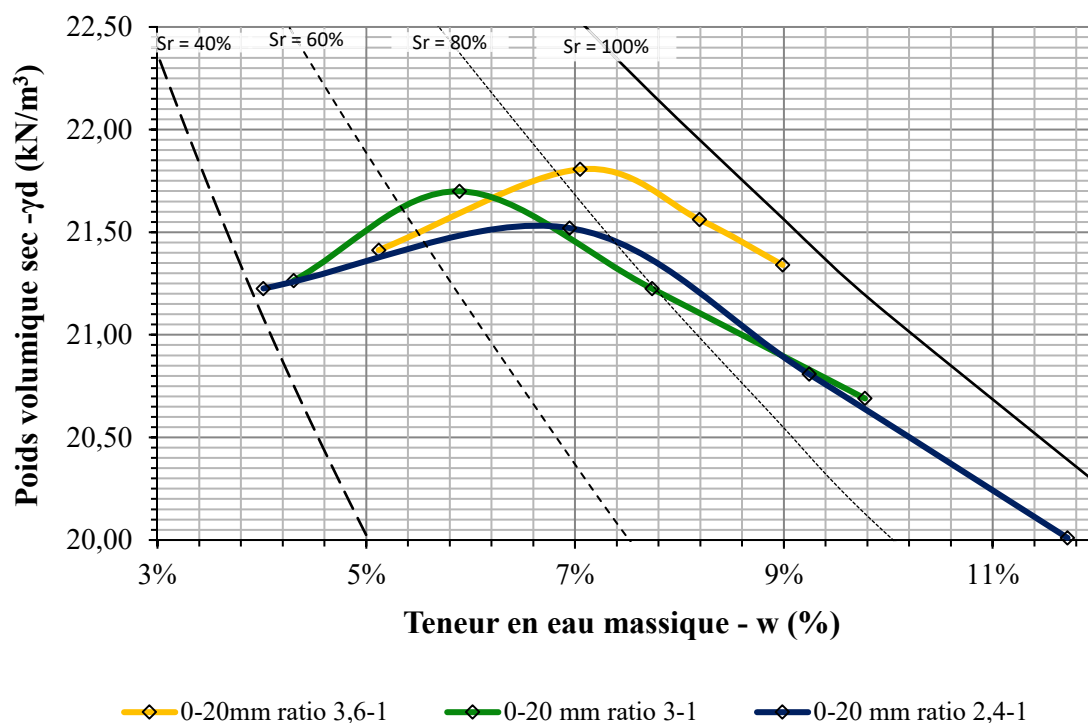


Figure 5.3 : Courbes Proctor des mélanges paste rock étudiés

Ces courbes ont permis de déterminer les poids volumiques secs ainsi que les teneurs en eau et porosités à l'optimum Proctor. Ces données sont regroupées dans le tableau 5.2. On remarque également que les optimums Proctor sont habituellement atteints entre 70 % et 85 % de saturation.

Tableau 5.2 : Paramètres de compactage des mélanges paste rock étudiés

Ratio sec stériles : résidus	Résidus C_w (%)	ρ_{sec} (kg/m ³)	γ_{sec} (kN/m ³)	w_{opt} (%)	n_{opt}
2,4-1	75	2190	21,5	6,6	0,20
3-1	75	2212	21,7	5,9	0,19
3,6-1	75	2222	21,8	7,1	0,19

Les résultats montrent une similarité de comportement entre les trois mélanges étudiés avec des poids volumiques sec entre 21,5 kN/m³ et 21,8 kN/m³, des teneurs en eau à

l'optimum Proctor w_{opt} entre 6 % et 7% et des porosités autour de 0,2. On rappelle que pour les mélanges constitués de la fraction 0-50 mm, la valeur de γ_{sec} se situait autour de 22,7 kN/m³ (pour les mélanges faits de résidus à un C_w de 75 %). Il ne semble pas y avoir de relation claire entre les paramètres de compactage et les ratios de mélange.

5.3 Résultats de caractérisation hydrogéologique

5.3.1 Essais de perméabilité

Les essais ont été faits en s'inspirant de la norme ASTM D5856-15 pour effectuer un essai de conductivité hydraulique saturée à charge variable, mais adapté au diamètre grossier des particules. Ces essais ont été réalisés afin de mesurer la propension à la suffusion des mélanges étudiés. Les colonnes de perméabilité normées ont un diamètre de 22,7 cm et une hauteur interne autour de 29 cm. Le montage utilisé est présenté en figure 5.4 et les résultats des essais dans le tableau 5.3.

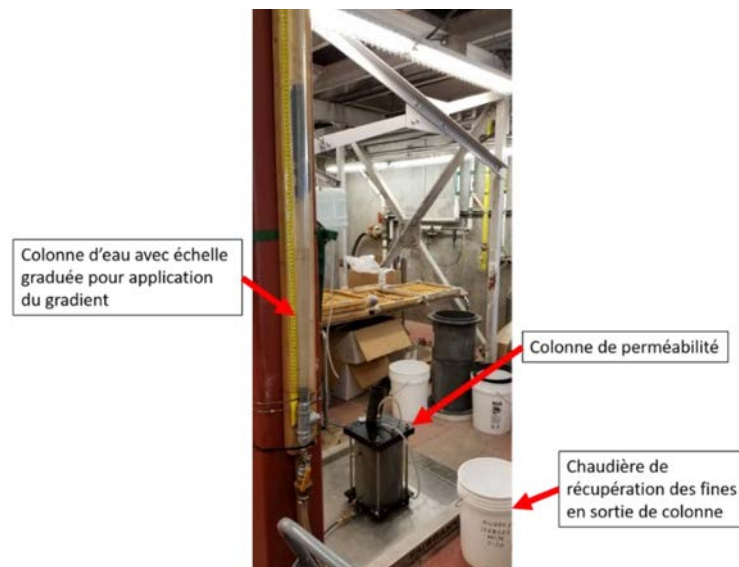


Figure 5.4 : Essai de conductivité hydraulique saturée sur les mélanges paste rock de fraction 0-20 mm

Tableau 5.3 : Résultats des essais de perméabilité réalisés sur les mélanges paste rock

Ratio sec stérile : résidus	Résidus c_w (%)	k_{sat} moyenne mesurée (cm/s)	Gradient initial moyen	Porosité	Saturation initiale S_i (%)
2,4-1	75	$5,4 \times 10^{-03}$	2,9	0,25	92 %
2,4-1	75	$6,0 \times 10^{-03}$	3,6		
2,4-1	75	$6,7 \times 10^{-03}$	4,3		
2,4-1	75	$6,6 \times 10^{-03}$	5,3		
2,4-1	75	$5,8 \times 10^{-03}$	7,0		
3-1	75	$2,5 \times 10^{-03}$	2,6	0,22	90 %
3-1	75	$1,8 \times 10^{-03}$	3,2		
3-1	75	$4,4 \times 10^{-03}$	4,2		
3-1	75	$4,9 \times 10^{-03}$	5,2		
3-1	75	$5,1 \times 10^{-03}$	6,9		
3,6-1	75	$6,5 \times 10^{-03}$	3,0	0,22	87 %
3,6-1	75	$6,6 \times 10^{-03}$	3,6		
3,6-1	75	$5,6 \times 10^{-03}$	4,3		
3,6-1	75	$5,5 \times 10^{-03}$	5,4		
3,6-1	75	$5,4 \times 10^{-03}$	7,1		

Les conductivités hydrauliques saturées des mélanges paste rock étudiés mesurées au laboratoire varient entre $6,7 \times 10^{-3}$ cm/s et $1,8 \times 10^{-3}$ cm/s. Les porosités varient entre 0,22 et 0,25 et les degrés de saturation initiale aux essais sont entre 87 % et 92 %. La norme indique une saturation minimale de 95 % à atteindre pour la validité des essais de conductivité hydraulique saturée. Au cours de la présente étude, il n'a pas été possible d'atteindre cet objectif de saturation, principalement en raison de la difficulté à réaliser un calcul précis de la saturation.

Les gradients hydrauliques (i) initiaux appliqués sur chaque mélange vont de 2,6 à 7,1 tel que :

$$(i) = \frac{\Delta h}{\Delta L} \quad (5.1)$$

Où Δh est la différence de hauteurs d'eau dans le tube gradué (ou perte de charge) et ΔL la hauteur de mélange dans la colonne.

Pour chaque gradient appliqué, l'essai a été répété trois fois afin de valider les résultats de conductivité hydraulique saturée. Chaque ratio de mélange a été testé deux fois. Ces mesures ont permis de mettre en évidence l'évolution de la conductivité hydraulique saturée en fonction du gradient. La figure 5.5 présente le rapport entre la conductivité hydraulique mesurée aux différents gradients avec la conductivité hydraulique initiale (obtenue au plus faible gradient, k_{sat0}).

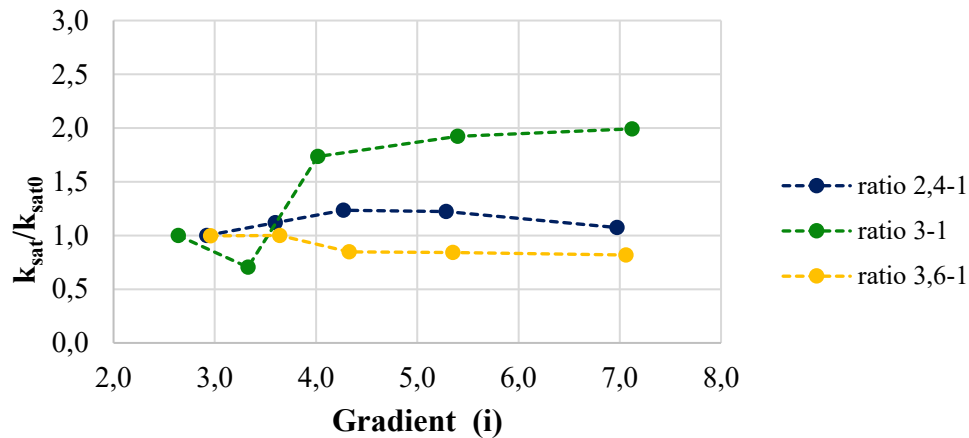


Figure 5.5 : Évolution du rapport k_{sat} mesurée/ k_{sat0} des conductivités hydrauliques saturées en fonction du gradient pour les mélanges paste rock étudiés

Les résultats de la figure 5.5 montrent que c'est à partir d'un gradient autour de 3 à 3,5 qu'il y a modification des comportements hydrogéologiques qui pourraient être causés par la suffusion. Afin de mieux comprendre le fonctionnement interne des mélanges paste rock, une étape a été rajoutée à l'essai de conductivité hydraulique saturée. La section suivante développe ce point.

5.3.2 Masses de solides récupérées à la sortie des perméamètres

Pour chacun des essais de perméabilité à charge variable réalisée et à chaque plage de gradient appliquée, l'eau en sortie de colonne a été récupérée en chaudière afin de détecter l'éventuelle présence de particules fines ayant migré au cours de l'essai (Figure 5.6).



Figure 5.6 : Récupération des eaux en sortie des colonnes de perméabilité pour chaque gradient de chaque essai

À la figure 5.6, on remarque l'aspect trouble des échantillons, témoin de la présence de particules fines dans les eaux en sortie de colonne. Ce premier résultat visuel nous indique la présence de migration de particules fines qui ont migré au travers des pores des particules grossières durant les essais de perméabilité. Les masses recueillies à la fin des essais sont présentées au tableau 5.4.

Le recensement des masses recueillies pour chaque gradient appliqué au fur et à mesure de l'essai sur chaque mélange étudié a permis d'approximer le gradient critique pour chaque rapport de mélange (Figure 5.7).

Tableau 5.4 : Masse de solides récupérée pour chaque gradient appliqué à chaque mélange paste rock étudié

Ratio sec stérile : résidus	Gradient initial moyen	Masse recueillie (g)
2,4-1	2,9	0
	3,6	0,4
	4,3	0,7
	5,3	0,7
	7,0	0,9
3-1	2,6	0
	3,2	0
	4,2	0,1
	5,2	0,9
	6,9	0,9
3,6-1	3,0	0,01
	3,6	0,02
	4,3	0,3
	5,4	1,1
	7,1	1,1

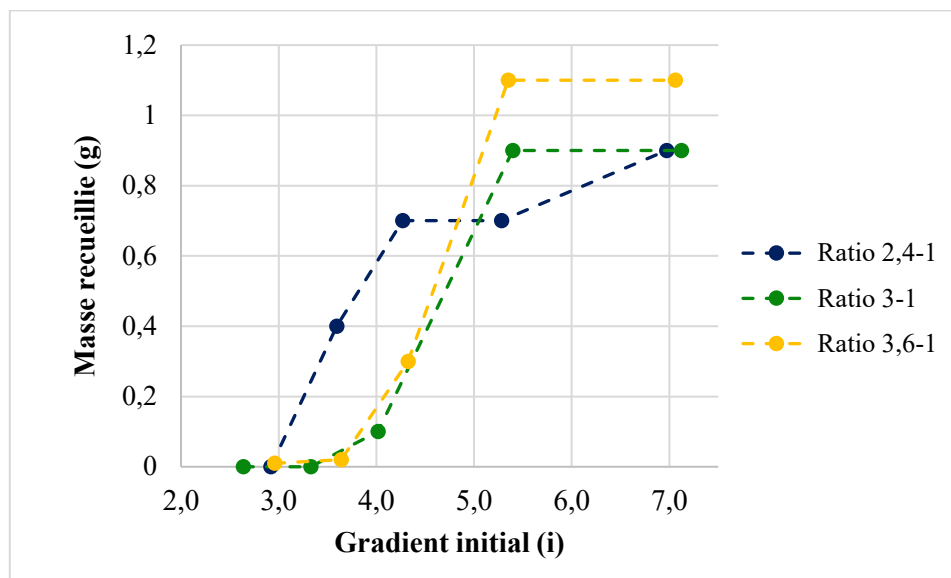


Figure 5.7 : Masses de fines recueillies en fonction du gradient appliqué sur les colonnes de perméabilité

On remarque à la figure 5.7, de même qu'à la figure 5.5, que c'est à partir d'un gradient entre 3 et 3,5 qu'il y a un début de changement du comportement hydrogéologique avec ici migration de particules fines au travers des perméamètres produisant une augmentation de k_{sat} jusqu'à deux fois k_{sat0} , causant de la suffusion dans les colonnes. La masse recueillie représente x% de la masse de fines de l'échantillon. Ce phénomène ne se produit pas à des gradients inférieurs à 3. La prochaine section vise à prédire le risque d'apparition de ce phénomène de suffusion dans les mélanges paste rock étudiés à l'aide de méthodes prédictives disponibles dans la littérature; cela permettra d'appuyer ou non les observations présentées dans cette section.

5.4 Résultats des prédictions de la propension à la suffusion

Comme détaillé dans le chapitre 2, les méthodes de Kezdi (1969), Sherard (1979) et Kenney et Lau (1985) peuvent être utilisées pour prédire le potentiel de suffusion des mélanges paste rock de fractions 0-20 mm.

Dans un premier temps, l'approche graphique présentée au chapitre 2 a été utilisée pour identifier la fraction grossière et la fraction fine des mélanges. Les courbes associées à chaque méthode de prédiction ont été tracées pour chaque courbe granulométrique de mélange étudiée. Les figures 5.8 à 5.10 présentent ces courbes de prédiction pour chaque mélange étudié avec en orange la courbe associée à la méthode de Kenney et Lau (1985), en vert pointillé celle associée à la méthode de Kezdi (1969) et en noir pointillé celle associée à la méthode de Sherard (1979).

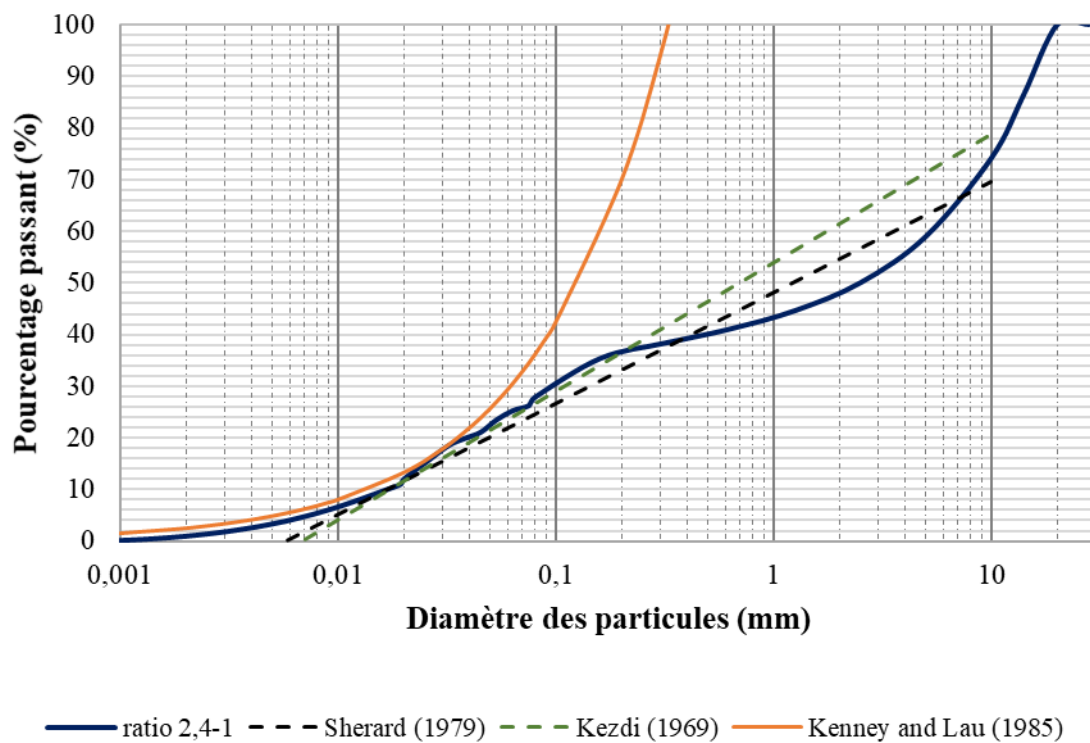


Figure 5.8 : Identification du diamètre des particules qui sépare la fraction grossière de la fraction fine du mélange 2,4-1

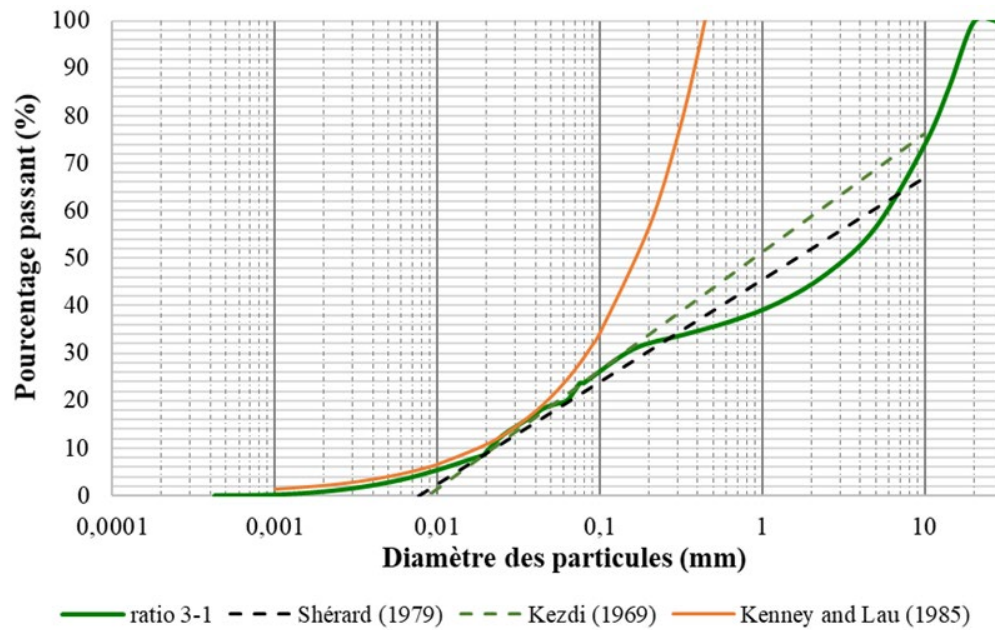


Figure 5.9 : Identification du diamètre des particules qui sépare la fraction grossière de la fraction fine du mélange 3-1

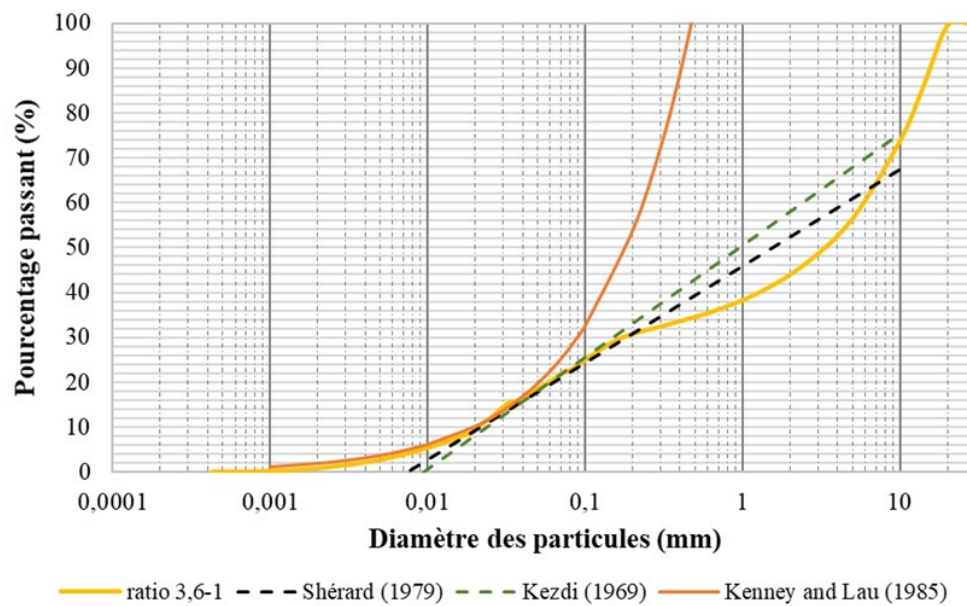


Figure 5.10 : Identification du diamètre des particules qui sépare la fraction grossière de la fraction fine du mélange 3,6-1

Les courbes et droites présentées dans les figures ci-dessus ont permis pour chaque mélange de déterminer le point A dont l'abscisse associée représente le diamètre de particule à partir duquel on peut appliquer les équations proposées (point qui sépare la fraction grossière et fine du mélange) par les méthodes de prédictions. Les diamètres A sont présentés dans le tableau 5.5.

Tableau 5.5 : Diamètres A des mélanges paste rock étudiés en fonction de la méthode de prédiction utilisée pour déterminer le risque de suffusion

Méthode de prédiction	Diamètre A (mm)		
	Mélange 2,4-1	Mélange 3-1	Mélange 3,6-1
Kezdi (1969)	0,018	0,019	0,045
Sherard (1979)	0,018	0,019	0,020
Kenney et Lau (1985)	0,03	0,03	0,032

On remarque que les trois méthodes de prédictions utilisées s'accordent sur un diamètre A entre 0,018 mm et 0,045 mm pour les trois mélanges paste rock étudiés.

Rappelons que ces diamètres A représentent le diamètre séparant la fraction fine et celle plus grossière et à partir desquelles seront placés les points B, C, E et F comme détaillé dans les travaux de Chapuis (1992) et illustré par la figure 2.16 de la section 2.5. Avec les coordonnées X (abscisse) et Y (ordonnée) du point A on obtient les ordonnées des points B, F et C ainsi que l'abscisse du point E (respectivement les équations 2.8 à 2.11). Ces résultats ont permis de comparer les coordonnées des points entre eux selon les équations 2.12 à 2.14. Les résultats sont présentés dans les tableaux 5.6, 5.7 et 5.8 respectivement pour les ratios 2,4-1; 3-1 et 3,6-1.

Tableau 5.6 : Coordonnées des points selon la prédiction de la suffusion pour le ratio de mélange pâte rock 2,4-1

		Kezdi (1969)	Sherard (1979)	Kenney et Lau (1985)
Fraction fine	A D _A (mm) – lecture graphique	0,018	0,018	0,03
	Y _A (%) – lecture graphique	11	11	18
	B D _B (mm) – lecture graphique	0,015	0,015	0,025
	Y _B (%) = 0,85 x Y _A	9,35	9,35	15,3
	F D _F (mm) – lecture graphique	0,0018	0,0018	0,004
	Y _F (%) = 0,15 x Y _A	1,65	1,65	2,7
Fraction grossière	C D _C (mm) – lecture graphique	0,058	0,058	0,095
	Y _C (%) = Y _A + (0,15 x (100-Y _A))	24,35	24,35	30,3
	E D _E (mm) = 4 x D _A	0,072	0,072	0,12
	Y _E (%) – lecture graphique	25	25	32
Ir = $\frac{D_C}{D_B} < 5$		3,9	3,9 Respecté	-
$\frac{D_C}{D_F}$		32,2		
Critère filtre	$\frac{D_C}{D_B} < 4 < \frac{D_C}{D_F}$	Respecté	-	-
	Y _E – Y _A	-	-	14
	Y _E – Y _A > Y _A			Non respecté

Tableau 5.7 : Coordonnées des points selon la prédiction de la suffusion pour le ratio de mélange paste rock 3-1

		Kezdi (1969)	Sherard (1979)	Kenney et Lau (1985)
Fraction fine	A D_A (mm) – lecture graphique	0,019	0,019	0,03
	Y_A (%) – lecture graphique	9	9	18
	B D_B (mm) – lecture graphique	0,016	0,016	0,036
	Y_B (%) = $0,85 \times Y_A$	7,65	7,65	15,3
	F D_F (mm) – lecture graphique	0,002	0,002	0,004
	Y_F (%) = $0,15 \times Y_A$	1,35	1,35	2,7
Fraction grossière	C D_C (mm) – lecture graphique	0,07	0,07	0,015
	Y_C (%) = $Y_A + (0,15 \times (100 - Y_A))$	22,65	22,65	30,3
	E D_E (mm) = $4 \times D_A$	0,076	0,076	0,12
	Y_E (%) – lecture graphique	24	24	28
Critère filtre	$Ir = \frac{D_C}{D_B} < 5$	4,4	4,4 Respecté	-
	$\frac{D_C}{D_F}$	35		
	$\frac{D_C}{D_B} < 4 < \frac{D_C}{D_F}$	Respecté	-	-
	$Y_E - Y_A$			10
	$Y_E - Y_A > Y_A$	-	-	Non respecté

Pour le ratio de mélange paste rock 2,4-1 et 3-1, on obtient un respect des critères de filtre et de degré d'instabilité (Ir) d'après les méthodes de prédiction respectives de Kezdi (1969) et Sherard (1979), mais un risque de suffusion d'après la méthode de Kenney et Lau (1985) avec un dépassement du critère.

Tableau 5.8 : Coordonnées des points selon la prédiction de la suffusion pour le ratio de mélange pâte rock 3,6-1

		Kezdi (1969)	Sherard (1979)	Kenney et Lau (1985)
Fraction fine	A D_A (mm) – lecture graphique	0,045	0,02	0,032
	Y_A (%) – lecture graphique	17	10	14
	B D_B (mm) – lecture graphique	0,028	0,019	0,022
	Y_B (%) = $0,85 \times Y_A$	14,45	8,5	11,9
	F D_F (mm) – lecture graphique	0,0055	0,003	0,0045
	Y_F (%) = $0,15 \times Y_A$	2,55	1,5	2,1
Fraction grosnière	C D_C (mm) – lecture graphique	0,17	0,088	0,13
	Y_C (%) = $Y_A + (0,15 \times (100 - Y_A))$	29,45	23,5	26,9
	E D_E (mm) = $4 \times D_A$	0,18	0,08	0,128
	Y_E (%) – lecture graphique	30	23	26,9
Ir = $\frac{D_C}{D_B} < 5$		6,1	4,6 Respecté	-
Critère filtre	$\frac{D_C}{D_F}$	30,9		
	$\frac{D_C}{D_B} < 4 < \frac{D_C}{D_F}$	Non respecté	-	-
	$Y_E - Y_A$			12,9
	$Y_E - Y_A > Y_A$	-	-	Non respecté

Pour le ratio de mélange pâte rock 3,6-1, on obtient un respect du critère pour la suffusion d'après la méthode de Sherard (1979), mais un risque de suffusion d'après la méthode de Kenney et Lau (1985) avec un léger dépassement du critère ainsi qu'un non-respect des critères de filtre d'après la méthode de prédiction de Kezdi (1969).

Dans l'ensemble, il semblerait que la méthode de Kenney et Lau (1985) soit plus conservatrice, puisqu'elle positionne les trois mélanges comme étant à risque de subir de la suffusion tandis que les deux autres méthodes de prédiction utilisées, mis à part pour le ratio 3,6-1, ne considèrent pas les mélanges à risque même si les résultats sont proches du dépassement des critères. La méthode de Kenney et Lau (1985) utilise plus

de données pour déterminer la courbe permettant d'obtenir le point A de séparation des fractions fines et plus grossières et il est possible qu'elle soit plus représentative. Par contre, le risque lié à l'erreur de la sélection du point A est plus grand, car la courbe n'est pas linéaire comme celle proposée par les deux autres méthodes de prédictions utilisées ce qui entraîne une zone de contact avec la courbe granulométrique plus grande.

Ces mêmes méthodes ont été appliquées sur les courbes granulométriques de fraction 0-50 mm cette fois afin de pouvoir comparer les résultats avec les mélanges présentés au chapitre précédent. Le tableau 5.9 présente les résultats comparatifs entre les deux fractions de mélanges 0-20 mm et 0-50 mm avec « oui » signifiant qu'il y a un risque de suffusion et « non » le fait qu'il n'y en est pas.

Tableau 5.9 : Comparaison des résultats des méthodes de prédiction de la suffusion pour les fractions 0-20 mm et 0-50 mm étudiés et ce pour chaque ratio de mélange paste rock étudié

Méthodes de prédiction	Mélange 2,4-1		Mélange 3-1		Mélange 3,6-1	
	0-20 mm	0-50 mm	0-20 mm	0-50 mm	0-20 mm	0-50 mm
Kezdi (1969)	Non	Non	Non	Non	Oui	Oui
Sherard (1979)	Non	Non	Non	Oui	Non	Oui
Kenney et Lau (1985)	Oui	Non	Oui	Oui	Oui	Oui

On observe d'une part une tendance à l'augmentation du risque de suffusion avec l'augmentation du D_{\max} étudié pour chaque mélange. Il semblerait en effet que la fraction 0-50 mm soit plus à risque que la fraction 0-20 mm pour chaque ratio. D'autre part, on observe la tendance générale du risque de suffusion à augmenter avec l'augmentation du ratio de stériles dans les mélanges paste rock.

Les résultats des essais au laboratoire ainsi que ceux tirés des méthodes de prédiction mettent en évidence le potentiel de suffusion des mélanges paste rock étudiés au

laboratoire. En effet les ratios à risques ont un diamètre critique (point A) autour de 0,02 mm à 0,03 mm et qui est susceptible de subir de la suffusion à partir d'un gradient entre 3 et 3,5. Malgré qu'il y ait observation de la suffusion dans les essais, cette migration des particules fines n'était pas suffisante pour affecter significativement la conductivité hydraulique saturée; l'augmentation du ratio maximal observée a été de 2.

Ce risque potentiel d'instabilité interne est déterminant dans la capacité ou non de ce matériau à être utilisé comme matériaux de construction (par exemple une couche de recouvrement dans une technique de restauration minière et devra être tenu en compte dans les travaux futurs sur ce genre de mélange de matériaux ayant des paramètres granulométriques très différents.

Chapitre 6 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

6.1 Synthèse des travaux

Les importantes quantités de rejets produits lors de l'exploitation minière soulèvent de nombreux défis environnementaux. Les rejets de concentrateurs sont problématiques du fait de leur très grande empreinte sur le territoire et leur potentiel d'instabilité physique (rupture de digues) et géochimique (DMA). En parallèle, les haldes à stériles sont problématiques principalement en raison de leur potentiel à générer des lixiviats qui sont fortement contaminés; leur faible capacité de rétention d'eau et forte perméabilité sont la source de leur instabilité géochimique. Il est donc nécessaire de développer et étudier de nouvelles solutions permettant de pallier ces problématiques. Le présent projet de recherche s'inscrit dans cette démarche en étudiant des mélanges paste rock faits de stériles et résidus miniers. Les mélanges paste rock sont encore peu étudiés dans la littérature et il est difficile de trouver des références traitant le sujet de manière complète c'est-à-dire à la fois sous un angle géotechnique comme sous un angle hydrogéologique. C'est dans cet objectif que l'étude visait à caractériser hydrogéotechniquement au laboratoire des mélanges paste rock faits à partir de stériles et résidus provenant de la mine Canadian Malartic.

Afin de mieux comprendre le comportement des mélanges paste rock, plusieurs ratios stériles-résidus ainsi que des pourcentages solides de résidus différents ont été étudiés au laboratoire. Chaque mélange a subi une caractérisation géotechnique via des analyses granulométriques, des essais de compactage et le calcul de la densité relative. Des essais de cisaillement direct ont également été réalisés au laboratoire de Golder à Vancouver grâce au partenariat avec l'Université d'Alberta. La caractérisation

hydrogéologique s'est faite via des essais de perméabilité à différents gradients. Les caractérisations de base ont été menées sur des mélanges de fractions 0-20 mm et 0-50 mm. Un dernier volet de l'étude consistait à déterminer la propension à la suffusion des mélanges paste rock en utilisant des méthodes de prédictions et en mesurant au laboratoire la variation de la conductivité hydraulique saturée en fonction du gradient hydraulique et les masses de particules solides en sortie des perméamètres. Ces essais ont été réalisés sur les mélanges 0-20 mm uniquement. Toutes ces données ont permis de mieux comprendre le comportement hydrogéologique et géotechnique des mélanges paste rock fait à partir de matériaux miniers.

6.2 Conclusions et principales contributions

Les résultats obtenus au laboratoire montrent un matériau avec une granulométrie très étalée avec une structure bimodale. Les mélanges ont un squelette solide fait de roches stériles avec une matrice fine faite de résidus. Ce travail de recherche a montré la capacité des mélanges paste rock à se comporter à la fois comme les stériles d'un point de vue géotechnique et comme les résidus d'un point de vue hydrogéologique (k_{sat}). Ce squelette de roches stérile a pris le contrôle des mélanges lors des essais de cisaillement direct (conditions drainées) en démontrant une grande résistance (un angle de friction interne de l'ordre de 42 à 47°). La matrice de particules fines a quant à elle dominé le comportement des mélanges lors des essais de perméabilité en montrant une faible perméabilité à l'écoulement (de l'ordre de 10^{-5} cm/s). À noter que le pourcentage solide des résidus intégrés aux mélanges a un rôle important sur l'aspect, la texture et la facilité à manipuler les mélanges. Les mélanges paste rock ont donc répondu favorablement à l'hypothèse de départ concernant leur comportement hydrogéotechnique.

Les mélanges paste rock étudiés ont donc un bon potentiel comme matériaux de construction comme par exemple pour des recouvrements visant à contrôler le DMA.

En effet, ils ont une bonne capacité de rétention d'eau ainsi qu'une faible conductivité hydraulique qui sont deux caractéristiques requise pour un recouvrement efficace à contrôler les fluides. De plus, en raison de leurs bonnes propriétés mécaniques, ils pourraient être particulièrement intéressants pour les secteurs en pente où il est parfois difficile de mettre en place de façon adéquate des matériaux fins (silt ou argile). L'étude a cependant démontré une certaine fragilité des mélanges par rapport à la suffusion, bien que l'impact sur les résultats de conductivité hydraulique n'ait pas été très élevé. Ainsi, il serait risqué d'utiliser ce matériau si des gradients élevés peuvent se retrouver dans les mélanges paste rock (ex. digue de retenue d'eau).

En termes de contributions techniques et scientifiques, cette étude a permis de développer des techniques de caractérisation adaptées aux matériaux testés qui est constitué de particules grossières provenant des stériles (0-50 mm) et de particules fines provenant des résidus miniers (80% des particules ayant un diamètre inférieur à 80 μm). À l'aide de ces techniques, les principales propriétés hydrogéotechniques de plusieurs mélanges paste rock ont pu être déterminées. Pour une des premières fois à la connaissance de l'auteure, l'influence de paramètres tels le pourcentage solide des résidus et le ratio stériles : résidus sur les propriétés hydrogéotechniques des mélanges a pu être évaluée. Les travaux de laboratoire ont permis de déterminer un ratio idéal stériles : résidus dans le cas où ce matériau serait utilisé pour la restauration du site Canadian Malartic. Enfin, les travaux ont montré que malgré l'atteinte de l'objectif de produire un paste rock ayant les propriétés mécaniques des stériles et les propriétés hydrogéologiques des résidus miniers, le matériau produit est bimodal et pourrait être sensible à la suffusion. Cet aspect n'avait pas été soulevé auparavant et doit être gardé en mémoire par ceux qui auront à concevoir des ouvrages constitués de ce matériau minier.

6.3 Recommandations

En ce qui concerne les travaux futurs, il serait intéressant de caractériser plus en détails la circulation des fluides à l'intérieur des mélanges afin de prédire de manière plus spécifique le risque associé à la suffusion. L'utilisation de la tomographie 3D pourrait permettre de visualiser l'effet du gradient sur la migration des particules fines au travers des mélanges et la création éventuelle de micro ou macro-porosités au fur et à mesure d'un essai de conductivité hydraulique.

Un autre étude à réaliser est la modification des méthodes prédictives des propriétés hydrogéologiques afin qu'elles soient mieux adaptées au paste rock, en particulier le modèle de Kovacs modifié (Aubertin et al. 2003) qui sert à prédire les propriétés de rétention d'eau. En effet, il n'a pas été possible de prédire la courbe de rétention d'eau, car les mélanges paste rock sont des matériaux grossiers se comportant comme des matériaux fins d'un point de vue hydrogéologique. Les formules de prédictions ne sont pas adaptées à ce genre de matériel principalement parce que le D_{10} et le C_U sont peu représentatifs de l'ensemble du mélange. De la même manière, la capacité de rétention d'eau n'a pas pu être mesurée, car à ce jour il n'existe pas d'essai conventionnel adapté à l'échelle du matériel. Il serait intéressant et utile pour les travaux futurs de développer un équipement de laboratoire sur le principe des cellules Tempe, mais de grande dimension afin de pouvoir y mesurer les paramètres hydrogéologiques des matériaux ayant un D_{max} de 50 mm se comportant comme un matériel fin. Les études en ce sens sont en cours dans les travaux de Boulanger-Martel (2019).

Toujours au niveau du comportement hydrogéologique, il est recommandé de poursuivre la réalisation d'essais de perméabilité sur les mélanges paste rock de différentes fraction granulométriques afin d'identifier les raisons qui expliquent les différences de k_{sat} obtenues au laboratoire entre la fraction 0-20 mm et 0-50 mm. Cela permettrait aussi de mieux appréhender le phénomène de suffusion et les paramètres d'influence qui en découle selon les fractions de mélange étudiées.

Pour ce qui est du comportement mécanique des mélanges paste rock, il serait intéressant de réaliser des essais en conditions non drainés afin de mesurer la résistance à court terme et les pressions interstitielles dans les mélanges. Il serait également très pertinent de déterminer au laboratoire le ratio stériles : résidus à partir duquel le comportement sera contrôlé par la matrice fine des résidus; cela permettrait d'identifier en quelque sorte le ratio critique de mélange à partir duquel le comportement mécanique va changer radicalement et ne plus atteindre l'objectif d'avoir un matériel qui se comporte mécaniquement comme un stérile seul. Il serait aussi intéressant de mesurer au laboratoire à partir de quel ratio le comportement hydrogéologique sera contrôlé par le squelette solide fait de stériles. Cela permettrait de déterminer les ratios limites entre lesquels on a un mélange remplissant les objectifs à l'origine de sa création.

Un sujet très peu abordé dans la littérature est le comportement géochimique des mélanges de matériaux aux comportements hydrogéotechniques différents. Il serait très pertinent d'étudier la réactivité à court et long terme des mélanges paste rock à l'action des éléments naturels et à plus grande échelle sur le terrain.

Pour finir, très peu de cas répertoriés étudient le comportement des mélanges paste rock sur le terrain. C'est pourquoi il est suggéré d'étudier ce comportement à semi-grande échelle avec des mélanges paste rock comme matériau de recouvrement pour un parc à résidus ou pour les pentes d'une halde à stériles. Le comportement au laboratoire étant prometteur bien qu'à risque au niveau de la suffusion, il serait pertinent d'étudier les mélanges sous conditions réelles de terrain.

RÉFÉRENCES

- Amos, R. T., Blowes, D. W., Bailey, B. L., Sego, D. C., Smith, L., & Ritchie, A. I. M. (2015). Waste-rock hydrogeology and geochemistry. *Applied Geochemistry*, 57, 140-156. doi:<https://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2014.06.020>
- ASTM. (2007). Standard Test Method for Measurement of Hydraulic Conductivity of Porous Material Using a Rigid-Wall, Compaction-Mold Permeameter (ASTM D5856). ASTM International.
- ASTM. (2007). Standard Test Method for Particle-Size Analysis of Soils (ASTM D422). ASTM International.
- ASTM. (2011). Standard Test Method for Direct Shear Test of Soils Under Consolidated Drained Conditions (ASTM D 3080/D3080M). ASTM International.
- ASTM. (2014). Standard Test Methods for Specific Gravity of Soil Solids by Water Pycnometer (ASTM D854). ASTM International.
- ASTM. (2015). Standard Practice for Correction of Unit Weight and Water Content for Soils Containing Oversize Particles. ASTM International.
- ASTM. (2017). Standard Practice for Classification of Soils for Engineering Purposes (Unified Soil Classification System). ASTM International.
- Aubertin, M., Bussière, B., & Bernier, L. (2002). *Environnement et gestion des résidus miniers* (Manuel sur CD-ROM). Montréal: Presses Internationales Polytechnique.
- Aubertin, M., Bussiere, B., & Chapuis, R. P. (1996). Hydraulic conductivity of homogenized tailings from hard rock mines. *Canadian Geotechnical Journal*, 33(3), 470-482.

- Aubertin, M., Mbonimpa, M., Bussière, B., & Chapuis, R. P. (2003). A model to predict the water retention curve from basic geotechnical properties. *Canadian Geotechnical Journal*, 40(6), 1104-1122. doi:10.1139/t03-054
- Aubertin, M., Mbonimpa, M., Jolette, D., Bussière, B., Chapuis, R., James, M., & Riffon, O. (2002). Stabilité géotechnique des ouvrages de retenue pour les résidus miniers: problèmes persistants et méthodes de contrôle. Paper presented at the Défis & Perspectives: Symposium.
- Aubertin, M., Pabst, T., Bussière, B., James, M., Mbonimpa, M., Benzaazoua, M., & Maqoud, A. (2015). Revue des meilleures pratiques de restauration des sites d'entreposage de rejets miniers générateurs de DMA. Paper presented at the Symposium sur les mines et l'environnement, Rouyn Noranda, Canada.
- Azam, S., & Li, Q. (2010). Tailings dam failures: a review of the last one hundred years. *Geotechnical News*, 28(4), 50-54.
- Benamar, A., Karoui, T., Bennani, A., Seghir, A., & Wang, H. (2012). Influence of fine particles on internal erosion of sandy soils. Paper presented at the ICSE6, Paris, France.
- Black, D. L., McQuay, M. Q., & Bonin, M. P. (1996). Laser-based techniques for particle-size measurement: a review of sizing methods and their industrial applications. *Progress in energy and combustion science*, 22(3), 267-306.
- Blight, G. (2010). *Geotechnical engineering for mine waste storage facilities*, CRC Press/Balkema
- Blowes, D. W., Ptacek, C. J., Jambor, J. L., & Weisener, C. G. (2003). 9.05 - The Geochemistry of Acid Mine Drainage A2 - Holland, Heinrich D. In K. K. Turekian (Ed.), *Treatise on Geochemistry* (pp. 149-204). Oxford: Pergamon.
- Bolduc, F. L., Aubertin, M. (2014). Numerical investigation of the influence of waste rock inclusions on tailings consolidation. *Canadian Geotechnical Journal*, 51(9), 1021-1032.

- Boulanger-Martel, V. (2019). Évaluation de la performance de recouvrement miniers pour contrôler le drainage acide en climat arctique. (Ph. D.), Polytechnique Montréal affiliée à l'Université de Montréal.
- Bouzahzah, H. (2013). Modification et amélioration des tests statiques et cinétiques pour une prédiction fiable du drainage minier acide. (Ph.D.), Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- Bowles, J. E. (1979). Physical and geotechnical properties of soils.
- Brawner, C. O. (1978). Concepts and experience for subsurface disposal of tailings. Paper presented at the Tailings Disposal Today, Proceedings of the 2nd International Tailings Symposium, Denver, Colorado.
- Brooks, R. H., & Corey, A. T. (1964). Hydraulic properties of porous media. Hydrology Papers, Colorado State University.
- Burden, R., Wilson, G. W., Williams, D. J., & Jacobs, M. (2018). The shear strength of filtered tailings and waste rock blends. Paper presented at the Tailings and Mine Waste, Keystone, Colorado, USA.
- Burenkova, V. V. (1993). Assessment of suffusion in non-cohesive and graded soils. Filters in Geotechnical and Hydraulic Engineering, 357-360.
- Bussière, B. (1993). Évaluation des propriétés hydrominérales de rejets miniers utilisés comme barrières de recouvrement. (M.Sc), École Polytechnique de Montréal.
- Bussière, B. (2007). Colloquium 2004: Hydrogeotechnical properties of hard rock tailings from metal mines and emerging geoenvironmental disposal approaches. Canadian Geotechnical Journal, 44, 1019-1052. doi:10.1139/T07-040
- Bussière, B., Aubertin, M., & Chapuis, R. P. (2003). The behavior of inclined covers used as oxygen barriers. Canadian Geotechnical Journal, 40(3), 512-535. doi:10.1139/t03-001

- Chapuis, R., Masse, I., Madinier, B., & Aubertin, M. (2007). A Drainage Column Test for Determining Unsaturated Properties of Coarse Materials. *Geotechnical testing journal*, 30(2).
- Chapuis, R. P. (1992). Similarity of internal stability criteria for granular soils. *Canadian Geotechnical Journal*, 29(4), 711-713.
- Chapuis, R. P. (2004). Predicting the saturated hydraulic conductivity of sand and gravel using effective diameter and void ratio. *Canadian Geotechnical Journal*, 41(5), 787-795. doi:10.1139/t04-022
- Chapuis, R. P. (2012). Predicting the saturated hydraulic conductivity of soils: a review. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 71(3), 401-434. doi:10.1007/s10064-012-0418-7
- Chapuis, R. P., Contant, A., & Baass, K. A. (1996). Migration of fines in 0-20 mm crushed base during placement, compaction, and seepage under laboratory conditions. *Canadian Geotechnical Journal*, 33, 168-176.
- Chapuis, R. P., & Saucier, A. (2019). Assessing internal erosion with the modal decomposition method for grain size distribution curves. *Acta Geotechnica*, 1-11.
- Charbonneau, E., Pouliot, S., Bussière, B., & Wilson, G. W. (2018). Assesment of paste rock as cover material to control AMD. Paper presented at the Symposium sur les mines et l'environnement, Rouyn Noranda, Canada.
- Davies, M., Martin, T., & Lighthall, P. (2000). Mine tailings dams: when things go wrong. *Tailings Dams*, 261-273.
- Dimech, A., Chouteau, M., Aubertin, M., Bussière, B., Martin, V., & Plante, B. (2019). Three-Dimensional Time-Lapse Geoelectrical Monitoring of Water Infiltration in an Experimental Mine Waste Rock Pile. *Vadose Zone Journal*. doi:10.2136/vzj2018.05.0098
- Dold, B. (2010). Basic Concepts in Environmental Geochemistry of Sulfidic Mine-Waste Management. In E. S. Kumar (Ed.), *Waste Management*.

- Fala, O., Aubertin, M., Bussière, B., Chapuis, R., & Molson, J. (2008). Stochastic numerical simulations of long term unsaturated flow in waste rock piles. Paper presented at the GeoEdmonton, Edmonton, Canada.
- Fala, O., Molson, J., Dawood, I., Aubertin, M., Buissière, B., & Chapuis, R. P. (2011). Simulating water flow and reactive transport in waste rock piles using stochastic properties.
- Fellag, R. (2016). Phénomènes d'érosion interne dans les graves et les sols grossiers : Application aux digues et aux barrages. (Ph. D.).
- Fines, P., Wilson, G., Landreault, D., Langetine, L., & Hulett, L. (2003). Co-mixing of tailings, waste rock and slag to produce barrier cover systems. Paper presented at the Application of Sustainability of Technologies: Proceedings of the 6th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD), Cairns, Queensland, Australia.
- Fraser, H. J., & Graton, L. C. (1935). Systematic Packing of Spheres: With Particular Relation to Porosity and Permeability. *The Journal of Geology*, 43(8, Part 1), 785-909. doi:10.1086/624386
- Fredosi, B., James, M., Aubertin, M. (2015). Effect of waste rock inclusion on the seismic stability of an upstream raised tailings impoundment: a numerical investigation. *Canadian Geotechnical Journal*, 52(12), 1930-1944.
- Furnas, C. C. (1928). The Relations Between Specific Volume, Voids, and Size Composition in Systems of Broken Solids of Mixed Sized.
- German, R. J. (1989). *Particles Packing Characteristics*. Metal Powder Industries Federation, Princeton, N. J.
- Godbout, J. (2007). Synthèse environnementale : Optimisation des mélanges de rejets de concentrateur et de roches stériles minières. (Doctorat en sciences de l'environnement), Université du Québec en Abitibi-Témiscaming.

- Gorakhki, M. R., & Bareither, C. A. (2017). The Viability of Using the Mixtures of Mine Tailings and Waste Rock in Water Balance Covers. *Geotechnical Frontiers*, 160-169.
- Green, A. E., & Naghdi, P. M. (1969). On basic equations for mixtures. *Mech. and Applied Math.*, XXII.
- Gutierrez, M. (2003). Mixture Theory Characterization and Modeling of Soil Mixtures. Paper presented at the Geomechanics: Testing, Modeling and Simulation, Boston, USA.
- Hernandez, A. M. (2007). Une étude expérimentale des propriétés hydriques des roches stériles et autres matériaux à granulométrie étalée. (M.Sc.A), École Polytechnique, Montréal (Canada).
- Holtz, R. D., & Kovacs, W. D. (1991). *Introduction à la géotechnique*: Presse internationale Polytechnique.
- Istomina, V. (1957). Filtration stability of soils. *Gostroizdat*, 15.
- Jahanbakhshzadeh, A., Aubertin, M., Yniesta, S., & Zafrani, A. (2019). On the seismic response of tailings dikes constructed with the upstream and center-line methods. Paper presented at the Geo St. John's, St. John, Canada.
- James, M., Aubertin, M., Wijewickreme, D., Wilson, G. W. (2001) A laboratory investigation of the dynamic properties of tailings. *Canadian Geotechnical Journal*, 48, 1587-1600.
- Jehring, M. M., & Bareither, C. A. (2016). Tailings composition effects on shear strength behavior of co-mixed mine waste rock and tailings. *Acta Gaotechnica*. doi:10.1007/s11440-015-0429-1
- Kalonji, A. K. (2014). Étude du comportement hydrogéologique de couvertures avec effet de barrière capillaire faites entièrement de matériaux miniers. (M.Sc.A M.Sc.A), École Polytechnique de Montréal (en extension à l'Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue).

- Kenney, T., & Lau, D. (1985). Internal stability of granular filters. *Canadian Geotechnical Journal*, 22(2), 215-225.
- Kezdi, A. (1969). *Soil Physics—Developments in Geotechnical Engineering—Selected Topics*: Amsterdam, Oxford, New York: Elsevier Scientific Publishing Company.
- Khalili, A., Wijewickreme, D., & Wilson, G. W. (2010). Mechanical response of highly gap-graded mixtures of waste rock and tailings. Part I : Monotonic shear response. *Canadian Geotechnical Journal*, 47, 552-565.
- Koffi, K., Aubertin, M., Hernandez, M.A., Ouangrawa, M., Chapuis, R., Bussiere, B. (2008). Étude de la conductivité hydraulique des mélanges à granulométrie étalée. Paper presented at the GeoEdmonton, Edmonton, Canada.
- Kossof, D., Dubbin, W. E., Alfredsson, M., Edwards, S. J., Macklin, M. G., & Hudson-Edwards, K. A. (2014). Mine tailings dams: Characteristics, failure, environmental impacts, and remediation. *Applied Geochemistry*, 51, 229-245.
- Kossoff, D., Dubbin, W., Alfredsson, M., Edwards, S., Macklin, M., & Hudson-Edwards, K. A. (2014). Mine tailings dams: characteristics, failure, environmental impacts, and remediation. *Applied Geochemistry*, 51, 229-245.
- Larochelle, C. G. (2018). Stérile miniers générateurs d'acide comme couche de bris capillaire dans une couverture avec effets de barrière capillaire (M.Sc.A. thesis), École Polytechnique de Montréal (in extension at Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue), Montréal (Canada).
- Leduc, M., Bachens, M., & Smith, M. E. (2004). Tailings Co-disposal in Sustainable Development. Paper presented at the Special Symposium on Environmental Sustainability.
- Lévesque, R. T. (2019). Consolidation des résidus miniers dans les fosses en présence d'inclusions de roches stériles. (M.Sc), École Polytechnique de Montréal.
- Martin, V. (2004). Étude des propriétés non saturées des stériles miniers. (M.Sc), École Polytechnique de Montréal.

- Mbonimpa, M., Aubertin, M., ASCE, M., Maqsoud, A., & Bussière, B. (2006). Predictive model for the water retention curve of deformable clayey soils. *Journal of geotechnical and geoenvironmental engineering*. doi:10.1061/(ASCE)1090-0241(2006)132:9(1121)
- Mbonimpa, M., Aubertin, M., & Bussière, B. (2006). Predicting the unsaturated hydraulic conductivity of granular soils from basic geotechnical properties using the modified Kovács (MK) model and statistical models. *Canadian Geotechnical Journal*, 43(8), 773-787. doi:10.1139/t06-044
- Mbonimpa, M., Aubertin, M., Chapuis, R. P., & Bussière, B. (2002). Practical pedotransfer functions for estimating the saturated hydraulic conductivity. *Geotechnical & Geological Engineering*, 20(3), 235-259. doi:10.1023/A:1016046214724
- McCarthy, D. F. (2007). *Essentials of Soil Mechanics and Foundations: Basic Geotechnics* (7th ed.): Pearson/Prentice Hall.
- McKeown, R., Barbour, L., Rowlett, D., & Herasymuik, G. (2000). Characterization of the Grain-Size Distribution for Waste Rock from Metal Mines - A Review of the Existing Data and an Evaluation of the Implications for Hydrogeologic Behavior. Paper presented at the 6th Environmental Engineering Specialty Conference of the CSCE and 2nd Spring Conference of the Geoenvironmental Division of the Canadian Geotechnical Society, London, ON, Canada.
- Meftah, K., & Ben Ali, M. (2016). *Cours et exercice de Géotechnique 1, selon Eurocodes7*
- MEND. (2001). MEND MANUAL. MEND/NEDEM 5.4.2.
- Miskolczi, J. (2007). Performance evaluation of cover systems constructed of paste rock material. (Master of Applied Science), British Columbia University.
- Moffat, R., Fannin, R. J., & Garner, S. J. (2011). Spatial and temporal progression of internal erosion in cohesionless soil. *Canadian Geotechnical Journal*, 48(3), 399-412.

- Morin, K. A., Gerencher, E., & Jones, C. E. (1991). Critical Literature Review of Acid Drainage from Waste Rock. MEND 1.11.1.
- Morris, P., & Williams, D. (1999). Segregation of co-disposed coal mine washery wastes. CIM BULLETIN, 72-76.
- Mualem, Y. (1976). A New Model for Predicting the Hydraulic Conductivity of Unsaturated Porous Media. Water Resources Research, 12(3).
- Nordstrom, D. K., Blowes, D. W., & Ptacek, C. J. (2015). Hydrogeochemistry and microbiology of mine drainage: An update. Applied Geochemistry, 57, 3-16. doi:<https://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2015.02.008>
- Ouangrawa, M. (2007). Étude expérimentale et analyse numérique des facteurs qui influencent le comportement hydro-géochimique de résidus miniers sulfureux partiellement saturés. (Ph.D.), École Polytechnique de Montréal.
- Peregoedova, A. (2012). Étude expérimentale des propriétés hydrogéologiques des roches stériles à une échelle intermédiaire de laboratoire. (Ph.D.), École Polytechnique de Montréal.
- Plante, B., Bussière, B., & Benzaazoua, M. (2012). Static tests response on 5 Canadian hard rock mine tailings with low net acid-generating potentials. Journal of Geochemical Exploration, 114, 57-69. doi:<https://doi.org/10.1016/j.gexplo.2011.12.003>
- Pouliot, S., Bussière, B., Dagenais, A.-M., Wilson, G. W., & Yanick, L. (2017). Evaluation of the use of paste rock as cover material in mine reclamation. Paper presented at the Tailings and Mine Waste, Banff, Canada.
- Qiu, Y., & Sego, D. (2001). Laboratory properties of mine tailings. Canadian Geotechnical Journal, 38(1), 183-190.
- Reddi, L. N., Lee, I. M., & Bonala, M. V. S. (2000). Comparison of Internal and Surface Erosion Using Flow Pump Tests on a Sand-Kaolinite Mixture. Geotechnical testing journal, 23(1), 116-122.

- Richards, K. S., & Reddy, K. R. (2007). Critical appraisal of piping phenomena in earth dams. *Bulletin of Engineering Geology and the Environment*, 66(4), 381-402. doi:10.1007/s10064-007-0095-0
- Rico, M., Benito, G., Salgueiro, A. R., Diez-Herrero, A., & Pereira, H. G. (2007). Reported tailings dam failures, a review of the European incidents in the worldwide context. *Journal of Hazardous Materials*, 152, 846-852.
- Ritcey, G. M. (1989). Tailings management: problems and solutions in the mining industry.
- Seghir, A., Benamar, A., & Wang, H. (2014). Effects of fine particles on the suffusion of cohesionless soils. *Experiments and Modeling. Transp. Porous Med.* doi:10.1007/s11242-014-0299-2
- Shepherd, R. G. (1989). Correlations of permeability and grain size. *Groundwater*, 27(5), 633-638.
- Sherard, J. (1979). Sinkholes in dams of coarse, broadly graded soils. Paper presented at the 13th Int. Congress on Large Dams, New Delhi, India.
- Skempton, A. W., & Brogan, J. M. (1994). Experiments on piping in sandy gravels. *Géotechnique*, 44(3), 449-460. doi:10.1680/geot.1994.44.3.449
- Studds, P., Stewart, D., & Cousens, T. (1998). The effects of salt solutions on the properties of bentonite-sand mixtures. *Clay Minerals*, 33(4), 651-660.
- Taylor, D. W. (1948). *Fundamentals of soil mechanics* Wiley. New York, USA.
- Taylor, J. C., Hinczak, I. (2001). *Rietveld Made Easy: A Practical guide to the understanding of method and successful phase quantifications*, 201p.
- Terzaghi, K., Peck, R. B., & Mesri, G. (1996). *Soil mechanics in engineering practice: John Wiley & Sons.*
- Truesdell, C., & Toupin, R. (1960). The classical field theories *Principles of classical mechanics and field theory/Prinzipien der Klassischen Mechanik und Feldtheorie* (pp. 226-858): Springer.

- Vallejo, L. E. (2001). Interpretation of the limits in shear strength in binary granular mixtures. *Canadian Geotechnical Journal*, 38(5), 1097-1104. doi:10.1139/t01-029
- Van Genuchten, M. (1980). A closed-form equation for predicting the hydraulic conductivity of unsaturated soils (Vol. 44).
- Van Genuchten, M., Leij, F. J., & Yates, S. R. (1991). The RETC code for quantifying hydraulic functions of unsaturated soils.
- Vick, S. G. (1983). *Planning, design, and analysis of tailings dams*: Wiley New York.
- Vick, S. G. (1990). *Planning, design, and analysis of tailings dams*: BiTech.
- Vick, S. G. (1990). Risk based approach to seismic stability and inundation hazard for upstream tailings dams. Paper presented at the Proceedings of international symposium on safety and Rehabilitation of tailings dams, Australia.
- Wan, C. F., & Fell, R. (2004). Investigation of rate of erosion of soils in embankment dams. *Journal of geotechnical and geoenvironmental engineering*, 130(4), 373-380.
- Wan, C. F., & Fell, R. (2004). Laboratory tests on the rate of piping erosion of soils in embankment dams. *Geotechnical testing journal*, 27(3), 295-303.
- Wan, C. F., & Fell, R. (2008). Assessing the potential of internal instability and suffusion in embankment dams and their foundations. *Journal of geotechnical and geoenvironmental engineering*, 134(3), 401-407.
- Wickland, B., & Longo, S. (2017). Mine waste case examples os stacked tailings and co-disposal. Paper presented at the Tailings and Mine Waste, Banff, Canada.
- Wickland, B. E. (2006). Volume change and permeability of mixtures of waste rock and fine tailings. (PhD), British Columbia.
- Wickland, B. E., & Wilson, G. W. (2005). Research od Co-Disposal of tailings and Waste Rock. *Geotechnical News*, September, 35-38.
- Wickland, B. E., & Wilson, G. W. (2005). Self-Weight consolidation of mixtures of mine waste rock and tailings. *Canadian Geotechnical Journal*, 42, 327-339.

- Wickland, B. E., Wilson, G. W., & Wijewickreme, D. (2010). Hydraulic conductivity and consolidation response of mixtures of mine waste rock and tailings. *Canadian Geotechnical Journal*, 47, 472-485. doi:10.1139/T09-115
- Wickland, B. E., Wilson, G. W., Wijewickreme, D., & Klein, B. (2006). Design and evaluation of mixtures of mine waste rock and tailings. *Canadian Geotechnical Journal*, 43, 928-945. doi:10.1139/T06-058
- Wijewickreme, D., Khalili, A., & Wilson, G. W. (2010). Mechanical response of highly gap-graded mixtures of waste rock and tailings. Part II : Undrained cyclic and post-cyclic shear response. *Canadian Geotechnical Journal*, 47(566-582).
- Williams, D. (1996). Pumped co-disposal of coal washery wastes economic and environmental benefits. *The Australian Coal Review*, 1, 54-57.
- Williams, D. J., & Kuganathan, V. (1993). Geotechnical properties relevant to co-disposal of coal washery wastes. *Geotechnical management of waste and contamination*, 485-493.
- Wilson, G. (2001). Co-disposal of tailings and waste rock. *GEOTECHNICAL NEWS-VANCOUVER*-, 19(2), 44-49.
- Wilson, G., Plewes, H., Williams, D., & Robertson, J. (2003). Concepts of co-mixing of tailings and waste rock.
- Wilson, G. W., Miskolczi, J., Dagenais, A.-M., Levesque, I., Smith, Q., Lanteigne, L., . . . Landriault, D. (2006). The application of blended waste rock and tailings for cover system in Minewaste Management. Paper presented at the ICARD 7th.
- Wilson, G. W., Wickland, B. E., & Fines, P. (2002). Concepts for co-mixing waste rock and tailings. Paper presented at the Symposium on the mining and the environment, Rouyn Noranda, Canada.
- Wilson, G. W., Williams, D. J., & Rykaart, E. M. (2003). The Integrity of Cover Systems - An Update. Paper presented at the ICARD 6th, Cairns, Australia.
- Young, R. A. (1995). The Rietveld Method: International Union of Crystallography.

Ziems, J. (1969). Beitrag zur Kontaktersion nichtbindiger Erdstoffe [Contribution to contact erosion of cohesionless mineral materials]. (Ph. D), Dresden, Germany.

ANNEXES

ANNEXE A – RÉSULTATS GRANULOMÉTRIQUES DES MÉLANGES PASTE ROCK DE FRACTIONS 0-50 MM

Tableau A.1 : Paramètres granulométriques du ratio 2,4-1

Diamètre (mm)	Masse (g)	% Passant cumulé
56	-	100
40	538	95,389
28	1817	79,815
20	1642	65,742
14	1318	54,445
10	732	48,171
5	880,16	40,627
2,5	395,55	37,237
1,25	257,71	35,028
0,63	188,09	33,416
0,315	149,54	32,134
0,125	394,45	28,754
0,106	148,11	27,484
0,09	139,36	26,290
0,08	150,73	24,998
0,075	57,47	24,505
0,063	298,32	21,948
0,045	498,1515818	17,679
0,038	179,3531396	16,141
0,032	47,36168162	15,736
0,025	195,7309733	14,058
0,02	424,1057899	10,423
0,0193055	86,77839396	9,679
0,0165712	95,37953756	8,862
0,0142242	99,27938977	8,011
0,0122096	96,34339528	7,185

0,0104804	92,52216029	6,392
0,008996	87,44457155	5,642
0,0077219	81,34476856	4,945
0,0066283	74,76046845	4,304
0,0056895	67,86911883	3,723
0,0048837	61,20734294	3,198
0,004192	55,15348323	2,725
0,0035983	49,64585395	2,300
0,0030887	44,50011125	1,919
0,0026512	39,66988379	1,579
0,0022757	35,05177543	1,278
0,0019534	30,7111816	1,015
0,0016767	26,60563095	0,787
0,0014393	22,60961174	0,593
0,0012354	18,85477099	0,431
0,0010604	15,55194364	0,298
0,0009103	12,23142385	0,193
0,0007813	8,654411176	0,119
0,0006707	6,245765654	0,066
0,0005757	4,137130716	0,030
0,0004941	2,46124725	0,009
0,0004242	1,037148189	0,000
0,0003641	0,016598556	0,000
0,0003125	0	0,000
0,0002683	0	0,000
0,0002303	0	0,000
0,0001977	0	0,000
0,0001697	0	0,000
0,0001456	0	0,000
0,000125	0	0,000
0,0001073	0	0,000
0,0000921	0	0,000
0,0000791	0	0,000
0,0000679	0	0,000
0,0000582	0	0,000

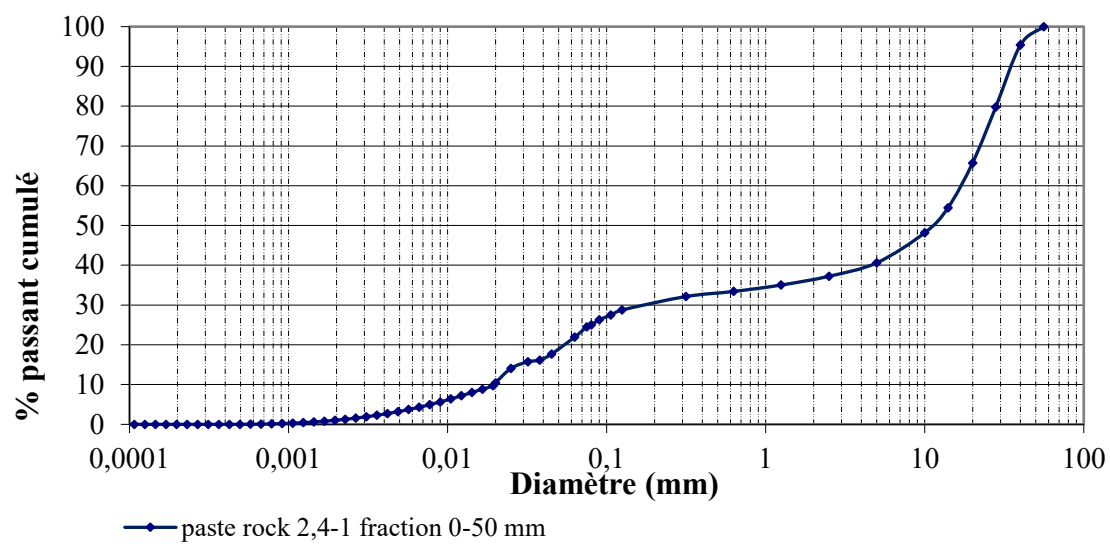


Figure A.1 : Courbe granulométrique du ratio 2,4-1

Tableau A.2 : Paramètres granulométriques du ratio 3-1

Diamètre (mm)	Masse (g)	% Passant cumulé
56	-	100
40	1424	88,07243638
28	1875	72,36725254
20	2092	54,84445543
14	1169	45,05279681
10	623	39,83448773
5	687,46	34,07625537
2,5	297,6	31,58352859
1,25	173,64	30,12910292
0,63	128,13	29,05587348
0,315	111,27	28,12386505
0,16	180,5611627	26,61146705
0,08	673,8120301	20,96755142
0,075	222,0281928	19,10782151
0,063	175,4458072	17,63827023
0,045	148,769955	16,3921585
0,038	209,7615566	14,63517513
0,032	135,1068661	13,50350677
0,025	287,422631	11,09602664
0,02	256,0495456	8,951330538
0,0193055	80,61447583	8,276095784
0,0165712	86,465976	7,551848292
0,0142242	88,44803508	6,810998878
0,0122096	85,30030213	6,096515184
0,0104804	81,50585322	5,413814166
0,008996	76,80434792	4,770493417
0,0077219	71,32979003	4,173028102
0,0066283	65,459208	3,624735358
0,0056895	59,35779135	3,127548678
0,0048837	53,38964627	2,680351766
0,004192	47,84767727	2,27957493
0,0035983	42,75320608	1,921469884
0,0030887	38,01892131	1,603019672
0,0026512	33,6641202	1,3210457
0,0022757	29,63065258	1,072856449
0,0019534	25,96844145	0,855342237

0,0016767	22,56359863	0,666347323
0,0014393	19,25989402	0,505024562
0,0012354	16,18818703	0,36943072
0,0010604	13,45926448	0,256694601
0,0009103	10,67469007	0,167282351
0,0007813	7,706318075	0,102733475
0,0006707	5,57276705	0,056055432
0,0005757	3,686763423	0,02517474
0,0004941	2,154398936	0,0071292831
0,0004242	0,850155386	0,0000082983
0,0003641	0,000990706	0,0000000000
0,0003125	0	0,0000000000
0,0002683	0	0,0000000000
0,0002303	0	0,0000000000
0,0001977	0	0,0000000000
0,0001697	0	0,0000000000
0,0001456	0	0,0000000000
0,000125	0	0,0000000000
0,0001073	0	0,0000000000
0,0000921	0	0,0000000000
0,0000791	0	0,0000000000
0,0000679	0	0,0000000000
0,0000582	0	0,0000000000

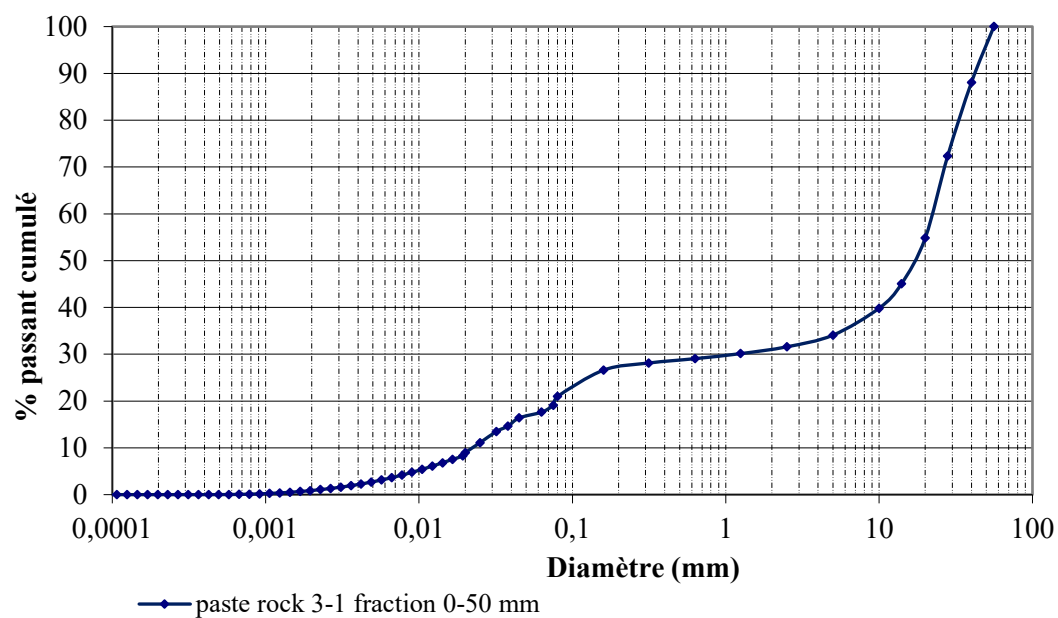


Figure A.2 : Courbe granulométrique du ratio 3-1

Tableau A.3 : Paramètres granulométriques du ratio 3,6-1

Diamètre (mm)	Masse (g)	% Passant cumulé
56	-	100
40	670,3	94,157
28	1314,3	82,702
20	1749,3	67,454
14	1451,3	54,804
10	901,3	46,948
5	1160,04	36,837
2,5	431,87	33,072
1,25	260,54	30,802
0,63	175,55	29,271
0,315	125,83	28,175
0,125	370,1213602	24,948
0,106	107,1809772	24,014
0,09	139,6767514	22,797
0,08	111,8074942	21,822
0,075	157,0812677	20,453
0,063	172,1725256	18,952
0,045	255,3396765	16,727
0,038	157,5778622	15,353
0,032	117,7727828	14,327
0,025	327,0532967	11,476
0,02	329,4071225	8,605
0,0193055	68,04472052	8,012
0,0165712	75,10207567	7,357
0,0142242	78,5789931	6,672
0,0122096	76,74920197	6,003
0,0104804	74,18001302	5,357
0,008996	70,56469805	4,742
0,0077219	66,08139933	4,166
0,0066283	61,14323988	3,633
0,0056895	55,85055887	3,146
0,0048837	50,63000863	2,704
0,004192	45,81821216	2,305
0,0035983	41,36408002	1,945
0,0030887	37,12706839	1,621
0,0026512	33,09368626	1,333

0,0022757	29,20632869	1,078
0,0019534	25,53268055	0,855
0,0016767	22,06906247	0,663
0,0014393	18,71191584	0,500
0,0012354	15,57798364	0,364
0,0010604	12,86093046	0,252
0,0009103	10,12701355	0,164
0,0007813	7,148265975	0,101
0,0006707	5,181112114	0,056
0,0005757	3,447252598	0,026
0,0004941	2,070789134	0,008
0,0004242	0,889408341	0,00044899
0,0003641	0,051511023	0,00000000000
0,0003125	0	0,00000000000
0,0002683	0	0,00000000000
0,0002303	0	0,00000000000
0,0001977	0	0,00000000000
0,0001697	0	0,00000000000
0,0001456	0	0,00000000000
0,000125	0	0,00000000000
0,0001073	0	0,00000000000
0,0000921	0	0,00000000000
0,0000791	0	0,00000000000
0,0000679	0	0,00000000000
0,0000582	0	0,00000000000

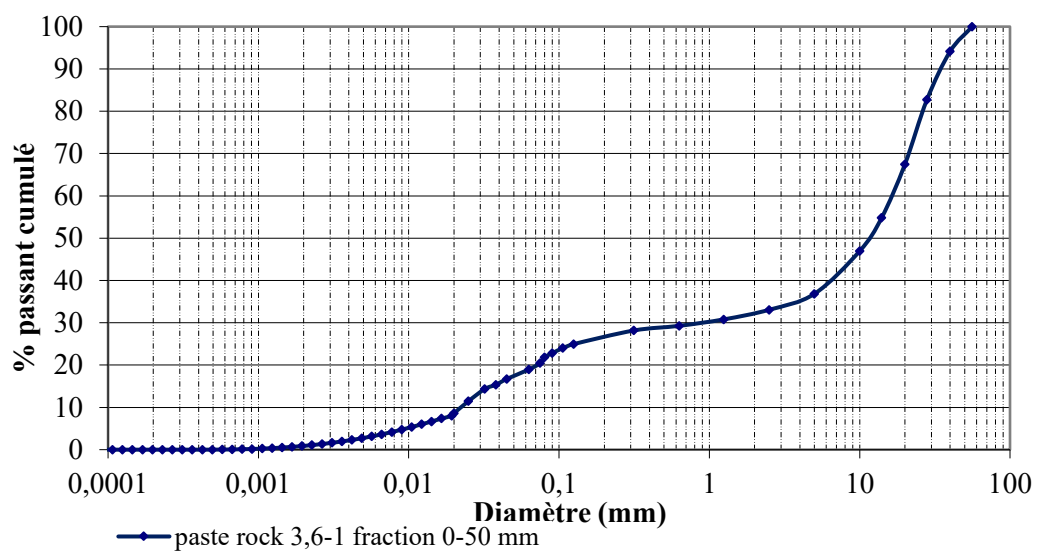


Figure A.3 : Courbe granulométrique du ratio 3,6-1

Tableau A.4 : Paramètres granulométriques du ratio 4,8-1

Diamètre (mm)	Masse (g)	% Passant cumulé
56		100
40	266,000	97,622
28	1001,000	88,674
20	1632,000	74,086
14	1406,000	61,517
10	1054,000	52,096
5	1491,160	38,766
2,5	522,020	34,100
1,25	385,170	30,657
0,63	260,070	28,332
0,315	162,410	26,880
0,125	366,680	23,602
0,106	140,437	22,347
0,09	107,841	21,383
0,08	87,024	20,605
0,075	55,850	20,106
0,063	204,411	18,279
0,045	249,395	16,049
0,038	326,252	13,133
0,032	50,983	12,677
0,025	206,490	10,831
0,02	361,670	7,598
0,0193055	52,917	7,125
0,0165712	59,557	6,593
0,0142242	63,738	6,023
0,0122096	63,645	5,454
0,0104804	62,852	4,893
0,008996	60,972	4,347
0,0077219	58,050	3,829
0,0066283	54,398	3,342
0,0056895	50,140	2,894
0,0048837	45,692	2,486
0,004192	41,416	2,115
0,0035983	37,352	1,782
0,0030887	33,444	1,483
0,0026512	29,719	1,217

0,0022757	26,143	0,983
0,0019534	22,788	0,780
0,0016767	19,651	0,604
0,0014393	16,640	0,455
0,0012354	13,841	0,331
0,0010604	11,408	0,229
0,0009103	8,978	0,149
0,0007813	6,366	0,092
0,0006707	4,611	0,051
0,0005757	3,068	0,024
0,0004941	1,836	0,007
0,0004242	0,782	0,000
0,0003641	0,023	0,000
0,0003125	0,000	0,000
0,0002683	0,000	0,000
0,0002303	0,000	0,000
0,0001977	0,000	0,000
0,0001697	0,000	0,000
0,0001456	0,000	0,000
0,000125	0,000	0,000
0,0001073	0,000	0,000
0,0000921	0,000	0,000
0,0000791	0,000	0,000
0,0000679	0,000	0,000
0,0000582	0,000	0,000

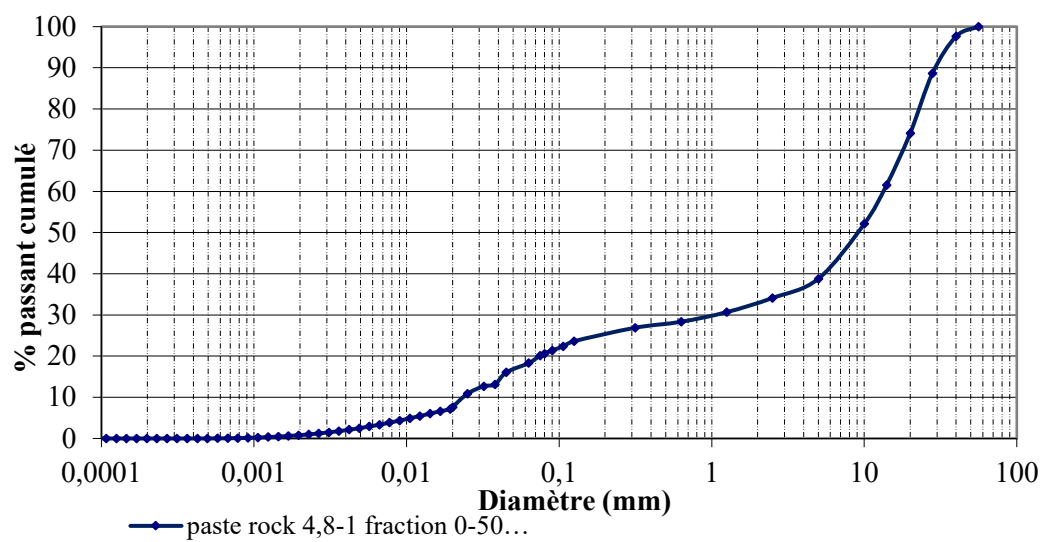


Figure A.4 : Courbe granulométrique du ratio 4,8-1

ANNEXE B – RÉSULTATS GRANULOMÉTRIQUES DES MÉLANGES PASTE ROCK DE FRACTIONS 0-20 MM

Tableau B.1 : Paramètres granulométriques du ratio 2,4-1

Diamètre (mm)	Masse (g)	% Passant cumulé
28	-	100
20	10	99,9
14	1859	86,3
10	1645	74,2
5	2073	59,0
2,5	1224	50,1
1,25	737,04	44,7
0,63	485,02	41,1
0,315	371,7430915	38,4
0,16	400,24	35,5
0,08	1026,25	27,9
0,075	224,07	26,3
0,063	133,84	25,3
0,053	248,50	23,5
0,045	318,56	21,2
0,038	163,658355	20,0
0,032	190,7554478	18,6
0,025	454,2786551	15,2
0,02	425,2863852	12,1
0,0193055	138,2173547	11,1
0,0165712	145,3910385	10,0
0,0142242	142,0646816	9,0
0,0122096	137,0360993	8,0
0,0104804	130,0003537	7,0
0,008996	120,9520045	6,1

0,0077219	110,6421711	5,3
0,0066283	100,0666534	4,6
0,0056895	89,44940305	3,9
0,0048837	79,47556605	3,4
0,004192	70,61343001	2,8
0,0035983	62,74805787	2,4
0,0030887	55,59207257	2,0
0,0026512	49,05284958	1,6
0,0022757	42,98095005	1,3
0,0019534	37,44771898	1,0
0,0016767	32,28698314	0,8
0,0014393	27,29972031	0,6
0,0012354	22,66484389	0,4
0,0010604	18,58495713	0,3
0,0009103	14,4723591	0,2
0,0007813	10,06322484	0,1
0,0006707	7,140972551	0,1
0,0005757	4,618692953	0,0
0,0004941	2,64768426	0,0
0,0004242	1,009022025	0,0

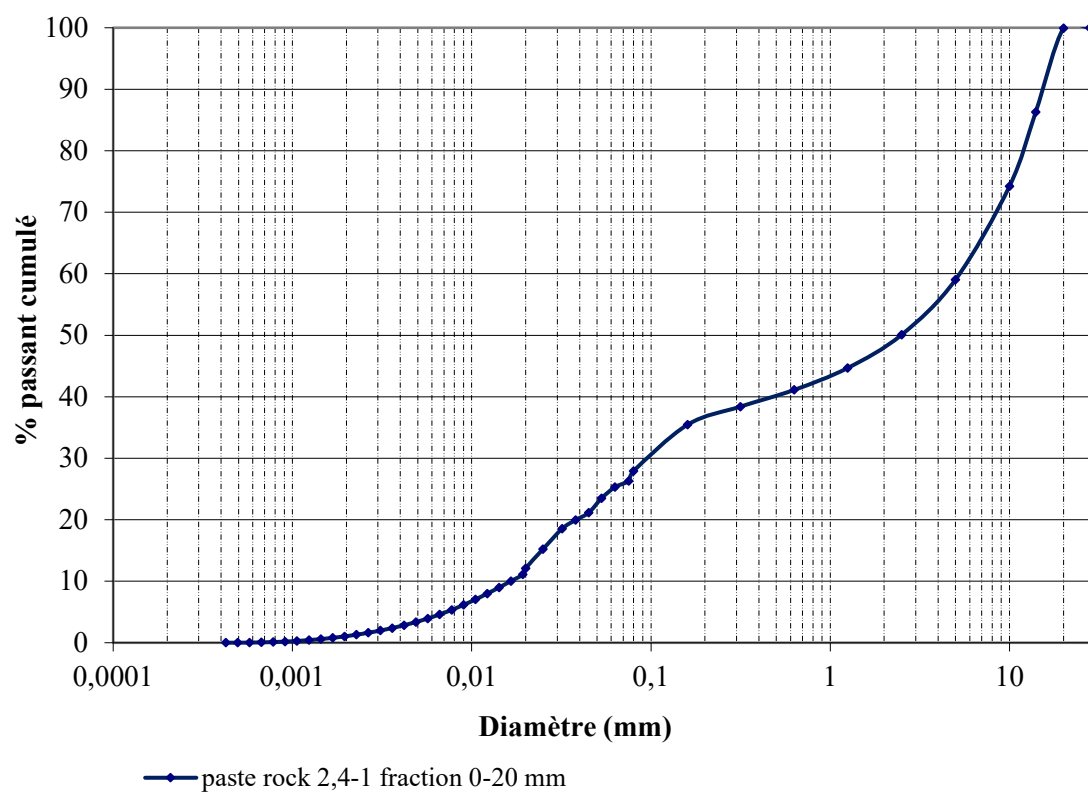


Figure B.1 : Courbe granulométrique du ratio 2,4-1

Tableau B.2 : Paramètres granulométriques du ratio 3-1

Diamètre (mm)	Masse (g)	% Passant cumulé
28	-	100
20	16	99,9
14	1897	85,9
10	1586	74,2
5	2370	56,7
2,5	1333	46,8
1,25	838,87	40,7
0,63	537,85	36,7
0,315	393,2471756	33,8
0,16	393,45	30,9
0,08	954,26	23,8
0,075	17,05	23,7
0,063	478,85	20,2
0,053	121,39	19,3
0,045	112,79	18,5
0,038	241,4727765	16,7
0,032	217,3824064	15,1
0,025	327,4407683	12,6
0,02	452,4071453	9,3
0,0193055	94,39284215	8,6
0,0165712	102,0738804	7,9
0,0142242	102,1953028	7,1
0,0122096	100,8444526	6,4
0,0104804	97,67185867	5,6
0,008996	92,60333547	5,0
0,0077219	86,14806407	4,3
0,0066283	79,01230828	3,7
0,0056895	71,4521332	3,2
0,0048837	64,00163494	2,7
0,004192	57,12962215	2,3
0,0035983	50,84458627	1,9
0,0030887	44,97807142	1,6
0,0026512	39,57126363	1,3
0,0022757	34,56843466	1,1

0,0019534	30,09400693	0,8
0,0016767	25,94901643	0,6
0,0014393	21,93475338	0,5
0,0012354	18,23004641	0,4
0,0010604	15,0227749	0,2
0,0009103	11,75728367	0,2
0,0007813	8,241676416	0,1
0,0006707	5,858379337	0,0
0,0005757	3,784892573	0,0
0,0004941	2,14548601	0,0
0,0004242	0,774195283	0,0

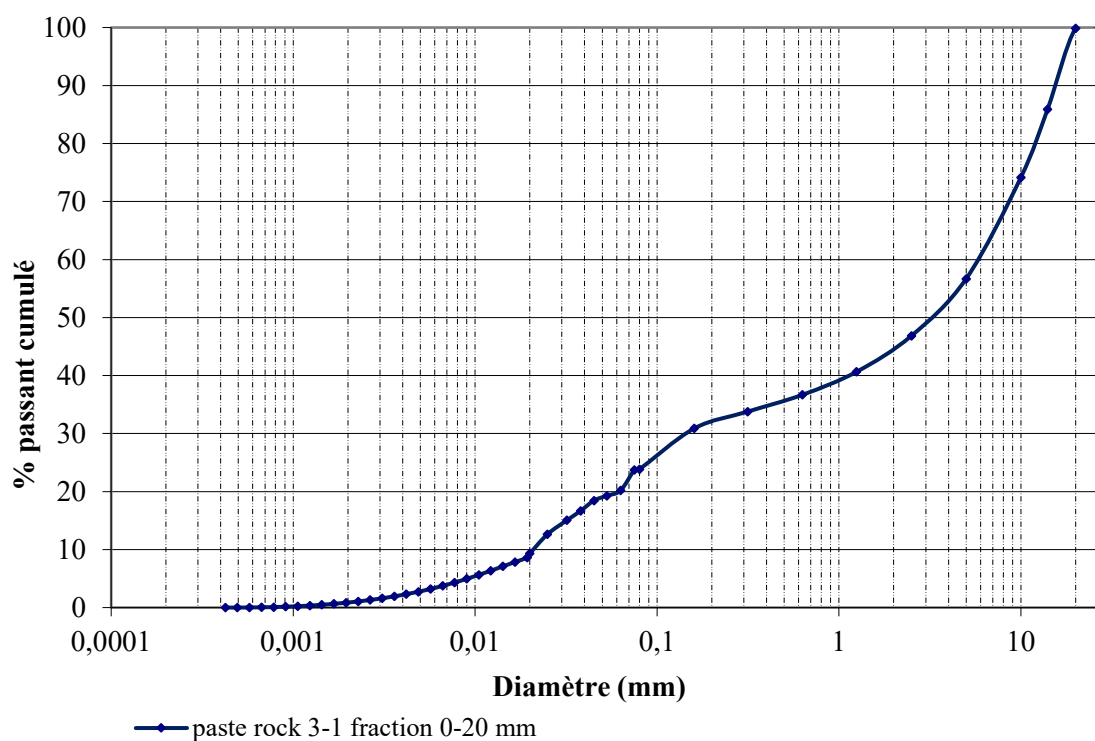


Figure B.2 : Courbe granulométrique du ratio 3-1

Tableau B.3 : Paramètres granulométriques du ratio 3,6-1

Diamètre (mm)	Masse (g)	% Passant cumulé
28		100
20	48	99,7
14	1906	86,0
10	1670	74,0
5	2422	56,6
2,5	1420	46,4
1,25	909,34	39,9
0,63	589,46	35,7
0,315	424,3666339	32,6
0,16	434,46	29,5
0,08	957,08	22,6
0,075	8,29	22,6
0,063	256,16	20,7
0,053	233,74	19,1
0,045	200,83	17,6
0,038	219,0008633	16,1
0,032	114,6456088	15,2
0,025	443,6543314	12,0
0,02	327,7788255	9,7
0,0193055	111,5815887	8,9
0,0165712	118,4596305	8,0
0,0142242	116,5297041	7,2
0,0122096	113,046095	6,4
0,0104804	107,6704678	5,6
0,008996	100,3630215	4,9
0,0077219	91,77081311	4,2
0,0066283	82,77085418	3,7
0,0056895	73,66485227	3,1
0,0048837	65,0718089	2,7
0,004192	57,43665921	2,2
0,0035983	50,69494243	1,9
0,0030887	44,65806352	1,6
0,0026512	39,24786796	1,3
0,0022757	34,31172066	1,0

0,0019534	29,87734311	0,8
0,0016767	25,79738845	0,6
0,0014393	21,87981035	0,5
0,0012354	18,25096973	0,3
0,0010604	15,03956546	0,2
0,0009103	11,7876923	0,2
0,0007813	8,301021627	0,1
0,0006707	5,92693935	0,0
0,0005757	3,860298195	0,0
0,0004941	2,22656843	0,0
0,0004242	0,858808914	0,0

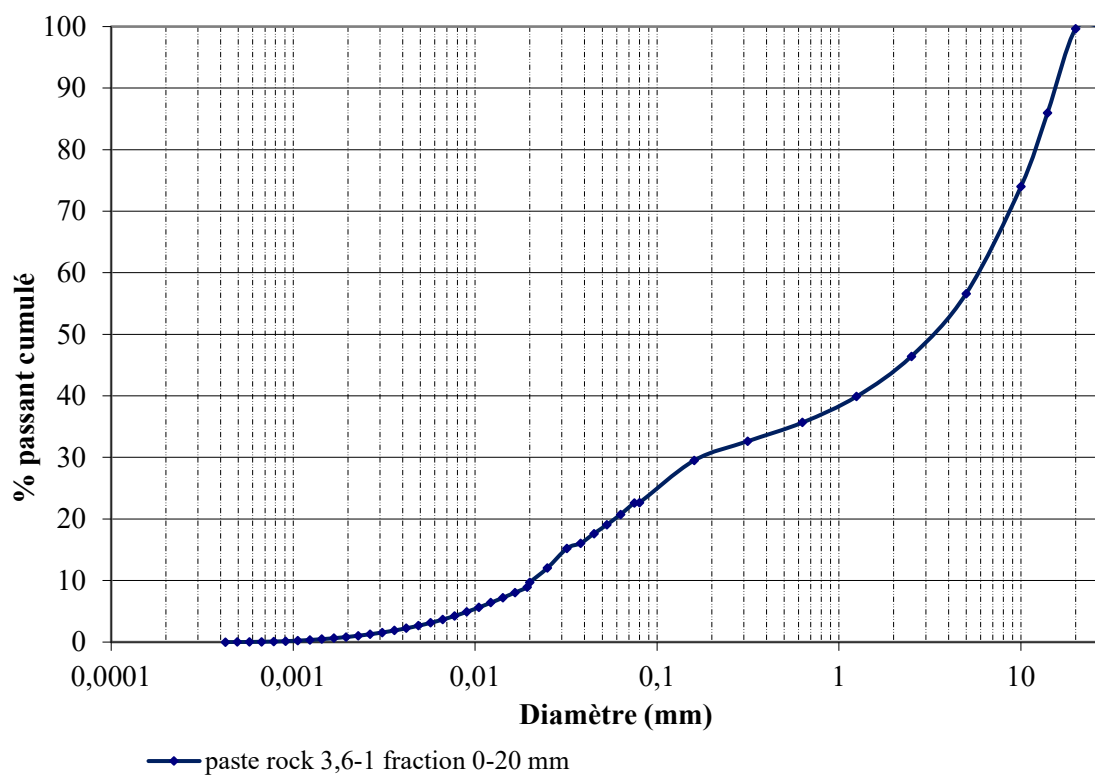


Figure B.3 : Courbe granulométrique du ratio 3,6-1

ANNEXE C – DENSITÉ RELATIVE DES RÉSIDUS MCM

Tableau C.1 : Résultat du Pycnomètre à hélium pour les résidus MCM

Nom échantillon :	U43022		
Densité relative :	2,756874		
Version number	"AccuPyc 1330 V2,02"		
Serial number	0		
Report type = analysis	"Analysis"		
Start date	"16/12/15", "14:38:41"		
End date	"16/12/15", "15:00:24"		
Temperature	28,082939		
Sample ID	" "		
Sample Weight	9,230100		
Number of purges	5		
Equilibration rate	0,005000		
Cell volume	12,099102		
Expansion volume	9,185305		
Average volume	3,348032		
Volume standard deviation	0,001006		
Average density	2,756874		
Density standard deviation	0,000828		
Number of runs	5		
Run precision	0		
Percent full scale	0,050000		
P1	P2	Average calculation	Elapsed time
19,700706	9,612141	1	506
19,713455	9,618680	1	705
19,714310	9,618402	1	909
19,713907	9,618502	1	1103

ANNEXE D – DENSITÉ RELATIVE DES STÉRILES CPO

Tableau D.1 : Résultat du Pycnomètre à hélium pour les stériles CPO

Nom échantillon :	U43023		
Densité relative :	2,728405		
Version number	"AccuPyc 1330 V2,02"		
Serial number	0		
Report type = analysis	"Analysis"		
Start date	"16/12/15", "15:07:05"		
End date	"16/12/15", "15:27:46"		
Temperature	27,926748		
Sample ID	" "		
Sample Weight	10,415700		
Number of purges	5		
Equilibration rate	0,005000		
Cell volume	12,099102		
Expansion volume	9,185305		
Average volume	3,817506		
Volume standard deviation	0,000886		
Average density	2,728405		
Density standard deviation	0,000633		
Number of runs	5		
Run precision	0		
Percent full scale	0,050000		
P1	P2	Average calculation	Elapsed time
19,700289	9,341392	1	489
19,703213	9,341832	1	671
19,703764	9,342139	1	856
19,706198	9,343022	1	1049

ANNEXE E – ESSAIS DE COMPACTAGE PROCTOR SUR LES MÉLANGES DE FRACTION 0-50 MM

Tableau E.1 : Résultats des essais Proctor sur les différents ratios de paste rock 0-50
mm

Résultats 2,4-1 C_w = 68%		Résultats 3-1 C_w = 75%	
Teneur en eau optimale (%)	4,2	Teneur en eau optimale (%)	5,6
Masse volumique sec max (g/cm ³)	2,31	Masse volumique sec max (g/cm ³)	2,32
Poids volumique sec γ_d (kN/m ³)	22,65	Poids volumique sec γ_d (kN/m ³)	22,70
Porosité à l' _{OPT}	0,16	Porosité à l' _{OPT}	0,16

Résultats 2,4-1 C_w = 75%		Résultats 3,6-1 C_w = 70%	
Teneur en eau optimale (%)	7,0	Teneur en eau optimale (%)	6,10
Masse volumique sec max (g/cm ³)	2,29	Masse volumique sec max (g/cm ³)	2,32
Poids volumique sec γ_d (kN/m ³)	22,55	Poids volumique sec γ_d (kN/m ³)	22,72
Porosité à l' _{OPT}	0,16	Porosité à l' _{OPT}	0,15

Résultats 2,4-1 C_w = 78%		Résultats 3,6-1 C_w = 75%	
Teneur en eau optimale (%)	6,0	Teneur en eau optimale (%)	5,1
Masse volumique sec max (g/cm ³)	2,25	Masse volumique sec max (g/cm ³)	2,33
Poids volumique sec γ_d (kN/m ³)	22,10	Poids volumique sec γ_d (kN/m ³)	22,80
Porosité à l' _{OPT}	0,18	Porosité à l' _{OPT}	0,15

ANNEXE F – ESSAIS DE COMPACTAGE PROCTOR SUR LES MÉLANGES DE FRACTION 0-20 MM

Tableau F.1 : Résultats des essais Proctor sur les différents ratios de paste rock 0-20
mm

Résultats 2,4-1	
Teneur en eau optimale (%)	6,6
Masse volumique sec max (g/cm ³)	2,2
Poids volumique sec γ_d (kN/m ³)	21,5
Porosité à l'OPT	0,20

Résultats 3-1	
Teneur en eau optimale (%)	5,9
Masse volumique sec max (g/cm ³)	2,2
Poids volumique sec γ_d (kN/m ³)	21,7
Porosité à l'OPT	0,19

Résultats 3,6-1	
Teneur en eau optimale (%)	7,1
Masse volumique sec max (g/cm ³)	2,2
Poids volumique sec γ_d (kN/m ³)	21,8
Porosité à l'OPT	0,19

ANNEXE G – ESSAIS DE CISAILLEMENT DIRECT

Tableau G.1 : Résultats des essais de cisaillement direct sur le ratio 3-1 avec une contrainte normale de 200 kPa

Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
0,00	0,00	0	900,00	200,00	0,00	0,00
0,00	0,00	0,002131229	900,00	200,00	0,02	0,01
0,00	0,00	0,000774992	900,00	200,00	-0,01	0,00
0,01	0,00	0,006235167	900,00	200,00	0,07	0,02
0,01	0,00	0,005213586	900,00	200,00	0,06	0,02
0,01	0,00	0,002483499	900,00	200,00	0,03	0,01
0,01	0,00	0,007344815	900,00	200,00	0,08	0,02
0,00	0,00	0,018670273	900,00	200,00	0,21	0,06
0,01	0,00	0,019867989	900,00	200,00	0,22	0,06
0,00	0,00	0,032215028	900,00	200,00	0,36	0,10
0,01	0,00	0,048260896	900,00	200,00	0,54	0,15
0,02	0,00	0,06439483	900,00	200,00	0,72	0,20
0,02	0,00	0,087450856	900,00	200,00	0,97	0,28
0,01	0,00	0,101682537	900,00	200,00	1,13	0,32

0,02	0,00	0,130551007	900,00	200,00	1,45	0,42
0,03	0,00	0,154012143	900,00	200,00	1,71	0,49
0,03	0,00	0,177966456	900,00	200,00	1,98	0,57
0,04	0,00	0,210815569	900,00	200,00	2,34	0,67
0,06	0,00	0,258636128	900,00	200,00	2,87	0,82
0,07	0,00	0,302528884	900,00	200,00	3,36	0,96
0,08	0,00	0,373563991	900,00	200,00	4,15	1,19
0,10	0,00	0,456893296	900,00	200,00	5,08	1,45
0,13	0,00	0,533476644	900,00	200,00	5,93	1,70
0,15	0,00	0,639315959	900,00	200,00	7,10	2,03
0,17	0,00	0,773090229	900,00	200,00	8,59	2,46
0,21	0,00	0,899220256	900,00	200,00	9,99	2,86
0,25	0,00	1,064769219	900,00	200,00	11,83	3,39
0,29	0,00	1,235795969	900,00	200,00	13,73	3,93
0,33	0,00	1,43579687	900,00	200,00	15,95	4,56
0,39	-0,01	1,664754309	900,00	200,00	18,50	5,28
0,46	0,00	1,908876941	900,00	200,00	21,21	6,05
0,54	-0,02	2,199446282	900,00	200,00	24,44	6,97
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
0,64	-0,03	2,526545951	900,00	200,00	28,07	7,99
0,77	-0,05	2,879889683	900,00	200,00	32,00	9,09
0,91	-0,07	3,271542703	900,00	200,00	36,35	10,30
1,09	-0,17	3,640932302	900,00	200,00	40,45	11,44
1,24	-0,19	4,022228604	900,00	200,00	44,69	12,60
1,40	-0,21	4,430772937	900,00	200,00	49,23	13,83

1,59	-0,25	4,823218563	900,00	200,00	53,59	15,00
1,81	-0,30	5,259046154	900,00	200,00	58,43	16,29
2,05	-0,33	5,696053848	900,00	200,00	63,29	17,56
2,32	-0,37	6,137200705	900,00	200,00	68,19	18,83
2,59	-0,42	6,562213629	900,00	200,00	72,91	20,03
2,86	-0,47	7,008397938	900,00	200,00	77,87	21,27
3,16	-0,54	7,399980504	900,00	200,00	82,22	22,35
3,47	-0,60	7,791844885	900,00	200,00	86,58	23,41
3,77	-0,63	8,228465082	900,00	200,00	91,43	24,57
4,12	-0,75	8,642645725	900,00	200,00	96,03	25,65
4,41	-0,77	9,20164428	900,00	200,00	102,24	27,08
4,72	-0,80	9,64752916	900,00	200,00	107,19	28,19
5,05	-0,83	10,08138404	900,00	200,00	112,02	29,25
5,40	-0,88	10,526582	900,00	200,00	116,96	30,32
5,73	-0,90	10,99215873	900,00	200,00	122,14	31,41
6,08	-0,91	11,40302804	900,00	200,00	126,70	32,35
6,46	-0,92	11,59050577	900,00	200,00	128,78	32,78
6,81	-0,94	11,99885636	900,00	200,00	133,32	33,69
7,16	-0,95	12,2878581	900,00	200,00	136,53	34,32
7,53	-0,97	12,66394081	900,00	200,00	140,71	35,13
7,84	-1,00	13,19280273	900,00	200,00	146,59	36,24
8,19	-1,01	13,55113107	900,00	200,00	150,57	36,97
8,55	-1,01	13,96483615	900,00	200,00	155,16	37,81
9,09	-1,02	14,3119271	900,00	200,00	159,02	38,49
9,47	-1,02	14,34539269	900,00	200,00	159,39	38,55
9,85	-1,02	14,59099485	900,00	200,00	162,12	39,03
10,24	-1,03	14,93026543	900,00	200,00	165,89	39,67

10,60	-1,04	15,28658583	900,00	200,00	169,85	40,34
10,96	-1,04	15,68001781	900,00	200,00	174,22	41,06
11,35	-1,04	15,68063428	900,00	200,00	174,23	41,06
11,72	-1,04	15,80014165	900,00	200,00	175,56	41,28
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
12,09	-1,05	16,11618006	900,00	200,00	179,07	41,84
12,47	-1,05	16,42709295	900,00	200,00	182,52	42,38
12,84	-1,06	16,72992127	900,00	200,00	185,89	42,91
13,20	-1,05	17,00403963	900,00	200,00	188,93	43,37
13,58	-1,06	17,27232794	900,00	200,00	191,91	43,82
13,94	-1,06	17,60460597	900,00	200,00	195,61	44,36
14,31	-1,05	17,94643049	900,00	200,00	199,40	44,91
14,69	-1,04	18,20409788	900,00	200,00	202,27	45,32
15,04	-1,03	18,48753377	900,00	200,00	205,42	45,77
15,42	-1,02	18,75096076	900,00	200,00	208,34	46,17
15,78	-1,01	18,8988258	900,00	200,00	209,99	46,40
16,14	-1,00	19,18338895	900,00	200,00	213,15	46,82
16,53	-0,99	19,41743668	900,00	200,00	215,75	47,17
16,91	-0,97	19,65979797	900,00	200,00	218,44	47,52
17,28	-0,95	19,83031393	900,00	200,00	220,34	47,77
17,66	-0,94	19,86566415	900,00	200,00	220,73	47,82
18,05	-0,92	20,00854458	900,00	200,00	222,32	48,02
18,54	-0,83	19,77083325	900,00	200,00	219,68	47,68
18,94	-0,78	19,35749806	900,00	200,00	215,08	47,08
19,32	-0,76	19,55364161	900,00	200,00	217,26	47,37

19,70	-0,71	19,72229054	900,00	200,00	219,14	47,61
20,08	-0,65	19,50918522	900,00	200,00	216,77	47,30
20,47	-0,63	19,69615216	900,00	200,00	218,85	47,58
20,88	-0,62	19,73476087	900,00	200,00	219,28	47,63
21,34	-0,56	19,66275703	900,00	200,00	218,48	47,53
21,72	-0,55	19,81100957	900,00	200,00	220,12	47,74
22,12	-0,52	20,00799857	900,00	200,00	222,31	48,02
22,50	-0,49	20,09817951	900,00	200,00	223,31	48,15
22,92	-0,42	19,88019526	900,00	200,00	220,89	47,84
23,34	-0,40	19,94760199	900,00	200,00	221,64	47,94
23,74	-0,37	20,04222153	900,00	200,00	222,69	48,07
24,15	-0,35	20,14714494	900,00	200,00	223,86	48,22
24,57	-0,28	19,85217224	900,00	200,00	220,58	47,80
24,99	-0,25	19,96887906	900,00	200,00	221,88	47,97
25,42	-0,24	19,85037566	900,00	200,00	220,56	47,80
25,82	-0,21	19,93569529	900,00	200,00	221,51	47,92
26,23	-0,16	19,98869421	900,00	200,00	222,10	48,00
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
26,63	-0,13	19,97412787	900,00	200,00	221,93	47,98
27,05	-0,09	19,9688086	900,00	200,00	221,88	47,97
27,45	-0,05	20,19484221	900,00	200,00	224,39	48,29
27,96	0,03	19,58612084	900,00	200,00	217,62	47,42
28,39	0,06	19,74610395	900,00	200,00	219,40	47,65
28,83	0,07	19,69770214	900,00	200,00	218,86	47,58
29,26	0,08	19,52695721	900,00	200,00	216,97	47,33

29,69	0,12	19,62393695	900,00	200,00	218,04	47,47
30,13	0,15	19,54118889	900,00	200,00	217,12	47,35
30,59	0,21	19,3201399	900,00	200,00	214,67	47,03
31,01	0,23	19,43401095	900,00	200,00	215,93	47,19
31,46	0,25	19,32220067	900,00	200,00	214,69	47,03
31,92	0,29	19,44176088	900,00	200,00	216,02	47,21
32,39	0,37	19,18779232	900,00	200,00	213,20	46,83
32,84	0,39	19,42927293	900,00	200,00	215,88	47,19
33,30	0,42	19,54018492	900,00	200,00	217,11	47,35
33,75	0,45	19,53722586	900,00	200,00	217,08	47,35
34,21	0,49	19,5290356	900,00	200,00	216,99	47,33
34,68	0,57	19,19073376	900,00	200,00	213,23	46,83
35,11	0,61	19,32487792	900,00	200,00	214,72	47,03
35,58	0,63	19,1924775	900,00	200,00	213,25	46,84
36,04	0,67	19,33042616	900,00	200,00	214,78	47,04
36,52	0,70	19,33417783	900,00	200,00	214,82	47,05
37,03	0,73	19,36621672	900,00	200,00	215,18	47,09
37,54	0,82	18,90164395	900,00	200,00	210,02	46,40
37,98	0,84	19,02254278	900,00	200,00	211,36	46,58
38,42	0,88	19,01880873	900,00	200,00	211,32	46,58
38,92	0,90	18,86958745	900,00	200,00	209,66	46,35
39,42	0,94	18,87818282	900,00	200,00	209,76	46,36
39,89	0,98	18,80878576	900,00	200,00	208,99	46,26
40,46	1,05	18,33910509	900,00	200,00	203,77	45,53
40,95	1,08	18,53831339	900,00	200,00	205,98	45,84
41,42	1,10	18,74713863	900,00	200,00	208,30	46,16
41,90	1,14	18,7209298	900,00	200,00	208,01	46,12

42,42	1,23	18,43992457	900,00	200,00	204,89	45,69
42,89	1,25	18,43333713	900,00	200,00	204,81	45,68
43,39	1,29	18,52598396	900,00	200,00	205,84	45,83
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
43,90	1,31	18,50571086	900,00	200,00	205,62	45,79
44,43	1,34	18,58699701	900,00	200,00	206,52	45,92
44,95	1,42	18,42551675	900,00	200,00	204,73	45,67
45,43	1,45	18,46859929	900,00	200,00	205,21	45,74
45,92	1,49	18,3032793	900,00	200,00	203,37	45,48
46,41	1,51	18,22359599	900,00	200,00	202,48	45,35
46,91	1,51	18,200857	900,00	200,00	202,23	45,32
47,46	1,57	17,30938667	900,00	200,00	192,33	43,88
47,96	1,58	17,60221053	900,00	200,00	195,58	44,36
48,47	1,61	17,51990281	900,00	200,00	194,67	44,23
49,18	1,62	17,29918847	900,00	200,00	192,21	43,86
50,05	1,66	17,28525937	900,00	200,00	192,06	43,84

Tableau G.2 : Résultats des essais de cisaillement direct sur le ratio 3-1 avec une contrainte normale de 400 kPa

Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
0,00	0,00	0,004625296	900,00	400,00	0,00	0,00
0,01	0,01	-0,00388553	900,00	400,00	0,01	0,00
0,00	0,00	0,004889498	900,00	400,00	0,00	0,00
0,01	0,00	0,102200372	900,00	400,00	1,19	0,17
-0,02	-0,03	0,05878318	900,00	400,00	0,70	0,10
-0,01	-0,02	0,061249065	900,00	400,00	0,73	0,10
0,07	-0,04	0,091914109	900,00	400,00	1,07	0,15
0,07	-0,05	0,092460126	900,00	400,00	1,08	0,15
0,06	-0,05	0,094785103	900,00	400,00	1,10	0,16
0,07	-0,05	0,106867941	900,00	400,00	1,24	0,18
0,07	-0,05	0,118404761	900,00	400,00	1,37	0,20
0,06	-0,05	0,144666438	900,00	400,00	1,66	0,24
0,06	-0,05	0,143750538	900,00	400,00	1,65	0,24
0,07	-0,05	0,161663432	900,00	400,00	1,85	0,26
0,07	-0,05	0,175683751	900,00	400,00	2,00	0,29
0,06	-0,06	0,194917655	900,00	400,00	2,22	0,32
0,08	-0,06	0,207018106	900,00	400,00	2,35	0,34
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
0,07	-0,06	0,225688379	900,00	400,00	2,56	0,37
0,09	-0,05	0,248374523	900,00	400,00	2,81	0,40

0,10	-0,05	0,287000853	900,00	400,00	3,24	0,46
0,13	-0,05	0,321223816	900,00	400,00	3,62	0,52
0,26	-0,05	0,339612274	900,00	400,00	3,82	0,55
0,55	-0,05	0,349422975	900,00	400,00	3,93	0,56
1,58	-0,06	0,418397306	900,00	400,00	4,70	0,67
1,59	-0,06	0,440590272	900,00	400,00	4,95	0,71
1,61	-0,06	0,477877979	900,00	400,00	5,36	0,77
1,64	-0,06	0,525751378	900,00	400,00	5,89	0,84
1,68	-0,06	0,592612093	900,00	400,00	6,64	0,95
1,73	-0,06	0,661022794	900,00	400,00	7,40	1,06
1,79	-0,06	0,749107735	900,00	400,00	8,37	1,20
1,95	-0,07	0,841948312	900,00	400,00	9,41	1,35
2,06	-0,07	0,983137851	900,00	400,00	10,98	1,57
2,19	-0,07	1,163217923	900,00	400,00	12,98	1,86
2,28	-0,07	1,363518253	900,00	400,00	15,20	2,18
2,37	-0,07	1,617381132	900,00	400,00	18,02	2,58
2,47	-0,08	1,963873226	900,00	400,00	21,87	3,13
2,58	-0,09	2,401603072	900,00	400,00	26,74	3,82
2,72	-0,08	2,903216957	900,00	400,00	32,31	4,62
2,87	-0,13	3,481149988	900,00	400,00	38,73	5,53
3,06	-0,16	4,138202706	900,00	400,00	46,03	6,56
3,29	-0,19	4,892411301	900,00	400,00	54,41	7,75
3,55	-0,28	5,649719865	900,00	400,00	62,83	8,93
3,83	-0,31	6,594594224	900,00	400,00	73,32	10,39
4,14	-0,36	7,338516554	900,00	400,00	81,59	11,53
4,48	-0,46	8,001187968	900,00	400,00	88,95	12,54
4,84	-0,49	8,677122322	900,00	400,00	96,46	13,56

5,23	-0,51	9,362497493	900,00	400,00	104,08	14,58
5,60	-0,58	10,11811516	900,00	400,00	112,47	15,71
5,98	-0,60	10,8357582	900,00	400,00	120,45	16,76
6,38	-0,67	11,5477121	900,00	400,00	128,36	17,79
6,75	-0,69	12,35460256	900,00	400,00	137,32	18,95
7,10	-0,72	13,1168429	900,00	400,00	145,79	20,03
7,46	-0,73	13,76251732	900,00	400,00	152,97	20,93
7,81	-0,76	14,51013848	900,00	400,00	161,28	21,96
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
8,19	-0,84	15,19378753	900,00	400,00	168,87	22,89
8,55	-0,86	15,89344722	900,00	400,00	176,65	23,83
8,90	-0,87	16,61255218	900,00	400,00	184,64	24,78
9,26	-0,90	17,29280183	900,00	400,00	192,19	25,66
9,60	-0,93	18,06462389	900,00	400,00	200,77	26,65
9,96	-0,94	18,7716284	900,00	400,00	208,63	27,54
10,29	-0,96	19,52405803	900,00	400,00	216,99	28,48
10,64	-0,99	20,04908021	900,00	400,00	222,82	29,12
10,99	-1,07	20,70727781	900,00	400,00	230,13	29,91
11,30	-1,08	21,49359575	900,00	400,00	238,87	30,84
11,60	-1,10	22,09520128	900,00	400,00	245,55	31,55
11,91	-1,12	22,70265448	900,00	400,00	252,30	32,24
12,20	-1,14	23,32365243	900,00	400,00	259,20	32,94
12,50	-1,16	23,88388393	900,00	400,00	265,43	33,57
12,81	-1,18	24,39178582	900,00	400,00	271,07	34,12
13,10	-1,19	24,82065609	900,00	400,00	275,84	34,59

13,39	-1,21	25,22689306	900,00	400,00	280,35	35,03
13,67	-1,23	25,72366325	900,00	400,00	285,87	35,55
13,95	-1,29	26,22367431	900,00	400,00	291,43	36,08
14,18	-1,31	26,85578636	900,00	400,00	298,45	36,73
14,43	-1,32	27,3867795	900,00	400,00	304,35	37,27
14,65	-1,32	27,8007664	900,00	400,00	308,95	37,68
14,88	-1,34	28,11379291	900,00	400,00	312,43	37,99
15,09	-1,35	28,46556904	900,00	400,00	316,34	38,34
15,30	-1,36	28,76290195	900,00	400,00	319,64	38,63
15,50	-1,37	28,96297331	900,00	400,00	321,86	38,82
15,72	-1,43	29,30157457	900,00	400,00	325,62	39,15
15,92	-1,43	29,70092467	900,00	400,00	330,06	39,53
16,10	-1,45	29,91616122	900,00	400,00	332,45	39,73
16,29	-1,45	30,16134066	900,00	400,00	335,18	39,96
16,47	-1,46	30,4086161	900,00	400,00	337,92	40,19
16,67	-1,47	30,69164688	900,00	400,00	341,07	40,45
16,85	-1,48	30,92081568	900,00	400,00	343,62	40,66
17,02	-1,49	31,12049954	900,00	400,00	345,83	40,85
17,20	-1,50	31,30154835	900,00	400,00	347,85	41,01
17,38	-1,50	31,48050116	900,00	400,00	349,83	41,17
17,56	-1,51	31,67276975	900,00	400,00	351,97	41,35
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
17,73	-1,51	31,79979807	900,00	400,00	353,38	41,46
17,90	-1,52	31,97003221	900,00	400,00	355,27	41,61
18,07	-1,52	32,14481063	900,00	400,00	357,22	41,77

18,22	-1,52	32,29931595	900,00	400,00	358,93	41,90
18,37	-1,52	32,40297119	900,00	400,00	360,08	41,99
18,51	-1,53	32,53112677	900,00	400,00	361,51	42,11
18,66	-1,53	32,66060335	900,00	400,00	362,95	42,22
18,81	-1,54	32,75226383	900,00	400,00	363,97	42,30
18,95	-1,54	32,77905391	900,00	400,00	364,26	42,32
19,09	-1,55	32,89692322	900,00	400,00	365,57	42,43
19,24	-1,59	33,2683736	900,00	400,00	369,70	42,75
19,35	-1,60	33,44110885	900,00	400,00	371,62	42,89
19,49	-1,61	33,54742373	900,00	400,00	372,80	42,98
19,62	-1,60	33,70430687	900,00	400,00	374,54	43,12
19,74	-1,61	33,80438658	900,00	400,00	375,66	43,20
19,87	-1,61	33,59906641	900,00	400,00	373,37	43,03
19,99	-1,61	33,72339986	900,00	400,00	374,76	43,13
19,99	-1,62	33,73453157	900,00	400,00	374,88	43,14
20,48	-1,63	33,88410512	900,00	400,00	376,54	43,27
20,61	-1,63	34,03234005	900,00	400,00	378,19	43,39
20,72	-1,63	34,145031	900,00	400,00	379,44	43,49
20,84	-1,63	34,10110302	900,00	400,00	378,95	43,45
20,97	-1,63	34,16895009	900,00	400,00	379,71	43,51
21,09	-1,63	34,30205505	900,00	400,00	381,19	43,62
21,20	-1,64	34,46133362	900,00	400,00	382,96	43,75
21,32	-1,64	34,59225451	900,00	400,00	384,41	43,86
21,41	-1,64	34,7034307	900,00	400,00	385,65	43,95
21,52	-1,64	34,68257636	900,00	400,00	385,41	43,94
21,63	-1,64	34,73492358	900,00	400,00	385,99	43,98
21,73	-1,64	34,85524116	900,00	400,00	387,33	44,08

21,83	-1,64	34,96213728	900,00	400,00	388,52	44,17
21,91	-1,64	35,05534774	900,00	400,00	389,56	44,24
22,00	-1,64	35,15031955	900,00	400,00	390,61	44,32
22,09	-1,64	35,24534419	900,00	400,00	391,67	44,40
22,16	-1,64	35,35350849	900,00	400,00	392,87	44,48
22,24	-1,64	35,41760389	900,00	400,00	393,58	44,54
22,33	-1,64	35,47180052	900,00	400,00	394,18	44,58
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
22,41	-1,63	35,50737972	900,00	400,00	394,58	44,61
22,49	-1,63	35,57084104	900,00	400,00	395,28	44,66
22,57	-1,64	35,64511702	900,00	400,00	396,11	44,72
22,65	-1,63	35,6556851	900,00	400,00	396,23	44,73
22,73	-1,63	35,72184128	900,00	400,00	396,96	44,78
22,80	-1,64	35,81575628	900,00	400,00	398,00	44,86
22,89	-1,64	35,89515778	900,00	400,00	398,89	44,92
22,97	-1,64	35,93031426	900,00	400,00	399,28	44,95
23,05	-1,64	36,00434365	900,00	400,00	400,10	45,01
23,11	-1,64	36,03162691	900,00	400,00	400,40	45,03
23,19	-1,64	36,08156108	900,00	400,00	400,96	45,07
23,27	-1,64	36,13989688	900,00	400,00	401,61	45,11
23,34	-1,64	36,17972093	900,00	400,00	402,05	45,15
23,41	-1,64	36,20607067	900,00	400,00	402,34	45,17
23,50	-1,63	36,25692075	900,00	400,00	402,91	45,21
23,57	-1,64	36,29674479	900,00	400,00	403,35	45,24
23,64	-1,63	36,37163725	900,00	400,00	404,18	45,30

23,71	-1,63	36,44221441	900,00	400,00	404,96	45,35
23,79	-1,64	36,4858958	900,00	400,00	405,45	45,39
23,87	-1,63	36,57220178	900,00	400,00	406,41	45,46
23,94	-1,63	36,63356709	900,00	400,00	407,09	45,50
24,01	-1,63	36,6088554	900,00	400,00	406,82	45,48
24,07	-1,64	36,59018513	900,00	400,00	406,61	45,47
24,14	-1,63	36,64564993	900,00	400,00	407,23	45,51
24,23	-1,63	36,70719138	900,00	400,00	407,91	45,56
24,29	-1,63	36,75989087	900,00	400,00	408,49	45,60
24,36	-1,63	36,79744278	900,00	400,00	408,91	45,63

Tableau G.3 : Résultats des essais de cisaillement direct sur le ratio 3-1 avec une contrainte normale de 800 kPa

Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
0,00	0,00	0,004828055	900,00	800,00	0,00	0,00
-0,02	0,00	0,160545105	900,00	800,00	1,84	0,13
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
0,29	-0,01	2,331978796	900,00	800,00	25,96	1,86
1,84	-0,22	9,754010344	900,00	800,00	108,43	7,72
4,02	-0,49	18,21523002	900,00	800,00	202,45	14,20
6,09	-0,65	24,93470593	900,00	800,00	277,11	19,11
7,82	-0,85	30,52642096	900,00	800,00	339,24	22,98
9,15	-0,98	35,27010804	900,00	800,00	391,94	26,10
10,27	-1,03	38,95764923	900,00	800,00	432,92	28,42
10,96	-1,08	41,17662771	900,00	800,00	457,57	29,77
11,56	-1,14	43,23019798	900,00	800,00	480,39	30,98
12,11	-1,18	44,99222799	900,00	800,00	499,97	32,00
12,71	-1,21	47,14786014	900,00	800,00	523,92	33,22
13,49	-1,24	49,31687629	900,00	800,00	548,02	34,41
14,11	-1,32	51,54114531	900,00	800,00	572,73	35,60
14,68	-1,34	53,44784179	900,00	800,00	593,92	36,59
15,24	-1,36	55,19060162	900,00	800,00	613,28	37,47
15,77	-1,37	56,83059885	900,00	800,00	631,50	38,29
16,32	-1,45	58,80162269	900,00	800,00	653,41	39,24

16,84	-1,47	60,46138061	900,00	800,00	671,85	40,02
17,30	-1,49	61,87360434	900,00	800,00	687,54	40,68
17,74	-1,50	63,05115234	900,00	800,00	700,62	41,21
18,13	-1,50	64,09058572	900,00	800,00	712,17	41,68
18,51	-1,52	65,03675145	900,00	800,00	722,68	42,09
18,86	-1,52	66,00096106	900,00	800,00	733,40	42,51
19,21	-1,52	66,699978	900,00	800,00	741,16	42,81
19,63	-1,52	67,41153807	900,00	800,00	749,07	43,12
19,93	-1,47	68,02636184	900,00	800,00	755,90	43,38
20,23	-1,34	68,5392639	900,00	800,00	761,60	43,59
20,47	-1,35	68,92396672	900,00	800,00	765,88	43,75
20,65	-1,35	69,40638686	900,00	800,00	771,24	43,95
20,86	-1,35	69,74074196	900,00	800,00	774,95	44,09
21,07	-1,34	70,04002533	900,00	800,00	778,28	44,21
21,27	-1,34	70,42255588	900,00	800,00	782,53	44,37
21,46	-1,35	70,81286457	900,00	800,00	786,86	44,53
21,64	-1,34	71,02420586	900,00	800,00	789,21	44,61
21,82	-1,34	71,28712116	900,00	800,00	792,13	44,72
21,98	-1,34	71,53237796	900,00	800,00	794,86	44,82
22,15	-1,34	71,82220144	900,00	800,00	798,08	44,93
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
22,39	-1,34	72,09268466	900,00	800,00	801,08	45,04
22,53	-1,33	72,32550344	900,00	800,00	803,67	45,13
22,68	-1,33	72,58337345	900,00	800,00	806,54	45,23
22,78	-1,33	72,65537384	900,00	800,00	807,34	45,26

22,91	-1,33	72,77551464	900,00	800,00	808,67	45,31
23,00	-1,33	72,87414291	900,00	800,00	809,77	45,35
23,11	-1,33	73,01026044	900,00	800,00	811,28	45,40
23,21	-1,33	73,1627401	900,00	800,00	812,97	45,46
23,30	-1,33	73,31294238	900,00	800,00	814,64	45,52
23,39	-1,33	73,42590066	900,00	800,00	815,90	45,56
23,46	-1,33	73,47204397	900,00	800,00	816,41	45,58
23,53	-1,33	73,55136703	900,00	800,00	817,29	45,61
23,72	-1,32	74,1152825	900,00	800,00	823,56	45,83
23,88	-1,32	74,48204654	900,00	800,00	827,63	45,97
24,04	-1,32	74,62009108	900,00	800,00	829,17	46,03
24,23	-1,31	74,81969509	900,00	800,00	831,38	46,10
24,42	-1,30	75,0023063	900,00	800,00	833,41	46,17
24,74	-1,20	73,96115612	900,00	800,00	821,84	45,77
24,99	-1,19	73,8589541	900,00	800,00	820,71	45,73
25,25	-1,19	73,98326427	900,00	800,00	822,09	45,78
25,50	-1,17	74,27452424	900,00	800,00	825,33	45,89
25,76	-1,18	74,64657882	900,00	800,00	829,46	46,04
26,00	-1,16	74,87543845	900,00	800,00	832,00	46,12
26,24	-1,15	75,07139864	900,00	800,00	834,18	46,20
26,48	-1,14	75,1190135	900,00	800,00	834,71	46,22
26,72	-1,12	75,15909547	900,00	800,00	835,15	46,23
26,98	-1,11	75,15019615	900,00	800,00	835,06	46,23
27,24	-1,09	75,19735553	900,00	800,00	835,58	46,25
27,55	-1,04	74,44970768	900,00	800,00	827,27	45,96
27,85	-1,02	74,26229644	900,00	800,00	825,19	45,89

28,15	-0,99	74,18269309	900,00	800,00	824,31	45,86
28,47	-0,97	73,91256023	900,00	800,00	821,30	45,75
28,78	-0,96	73,82787656	900,00	800,00	820,36	45,72
29,12	-0,93	73,6885707	900,00	800,00	818,82	45,67
29,46	-0,92	73,70205982	900,00	800,00	818,97	45,67
29,85	-0,84	72,16601644	900,00	800,00	801,90	45,07
30,29	-0,81	71,94398896	900,00	800,00	799,43	44,98
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
30,76	-0,77	71,57021758	900,00	800,00	795,28	44,83
31,26	-0,74	71,15888688	900,00	800,00	790,71	44,67
31,74	-0,72	71,19676154	900,00	800,00	791,13	44,68
32,27	-0,69	70,81121784	900,00	800,00	786,84	44,53
32,77	-0,66	70,54914343	900,00	800,00	783,93	44,42
33,32	-0,58	68,95423841	900,00	800,00	766,21	43,76
33,98	-0,55	68,52528426	900,00	800,00	761,45	43,59
34,68	-0,48	67,46293689	900,00	800,00	749,64	43,14
35,45	-0,44	66,87705341	900,00	800,00	743,13	42,89
36,24	-0,40	66,75001039	900,00	800,00	741,72	42,84
37,03	-0,36	66,43919994	900,00	800,00	738,27	42,70
37,83	-0,32	66,33545631	900,00	800,00	737,11	42,66
38,68	-0,30	66,03063714	900,00	800,00	733,73	42,53
39,51	-0,28	65,99826324	900,00	800,00	733,37	42,51
40,33	-0,25	65,77013937	900,00	800,00	730,83	42,41
41,04	-0,21	65,02045939	900,00	800,00	722,50	42,09
41,61	-0,20	65,06043625	900,00	800,00	722,95	42,10

42,16	-0,18	64,89769084	900,00	800,00	721,14	42,03
42,68	-0,13	64,86773447	900,00	800,00	720,81	42,02
43,16	-0,11	64,79482313	900,00	800,00	720,00	41,99
43,65	-0,10	64,68820649	900,00	800,00	718,81	41,94
44,17	-0,06	64,56841606	900,00	800,00	717,48	41,89
44,67	-0,05	64,65159315	900,00	800,00	718,40	41,92
45,17	-0,02	64,73561112	900,00	800,00	719,34	41,96

Tableau G.4 : Résultats des essais de cisaillement direct sur le ratio 3,6-1 avec une contrainte normale de 200 kPa

Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
0,00	0,00	0,000521359	900,00	200,00	0,00	0,00
0,00	0,00	0,001437259	900,00	200,00	-0,01	0,00
0,00	0,00	0,000715107	900,00	200,00	0,00	0,00
-0,01	0,00	0,000112726	900,00	200,00	0,01	0,00
-0,01	-0,01	0,000996922	900,00	200,00	-0,01	0,00
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
0,00	-0,01	0,009905813	900,00	200,00	0,12	0,03
0,00	0,00	0,021653995	900,00	200,00	0,25	0,07
0,00	-0,01	0,026726673	900,00	200,00	0,30	0,09
0,00	-0,01	0,046400914	900,00	200,00	0,52	0,15
0,00	-0,01	0,05258324	900,00	200,00	0,59	0,17
-0,01	-0,01	0,064560397	900,00	200,00	0,72	0,21
0,01	-0,01	0,086753363	900,00	200,00	0,97	0,28
0,01	-0,01	0,099311764	900,00	200,00	1,11	0,32
0,01	-0,01	0,12099394	900,00	200,00	1,35	0,39
0,01	-0,01	0,14137272	900,00	200,00	1,58	0,45
0,02	-0,01	0,163917956	900,00	200,00	1,83	0,52
0,02	-0,01	0,196168211	900,00	200,00	2,19	0,63
0,04	-0,01	0,236608728	900,00	200,00	2,63	0,75
0,04	-0,01	0,282403738	900,00	200,00	3,14	0,90

0,07	-0,01	0,332637342	900,00	200,00	3,70	1,06
0,07	-0,01	0,402192918	900,00	200,00	4,47	1,28
0,10	-0,01	0,486526191	900,00	200,00	5,41	1,55
0,12	-0,01	0,584509899	900,00	200,00	6,50	1,86
0,15	-0,01	0,706835417	900,00	200,00	7,86	2,25
0,17	-0,02	0,835114287	900,00	200,00	9,28	2,66
0,21	-0,02	0,981816841	900,00	200,00	10,91	3,12
0,26	-0,02	1,131865954	900,00	200,00	12,58	3,60
0,37	-0,03	1,514430426	900,00	200,00	16,83	4,81
0,44	-0,04	1,750803133	900,00	200,00	19,46	5,56
0,54	-0,05	2,013877855	900,00	200,00	22,38	6,39
0,65	-0,06	2,313588584	900,00	200,00	25,71	7,33
0,82	-0,13	2,602396579	900,00	200,00	28,92	8,23
0,94	-0,14	2,938373434	900,00	200,00	32,65	9,27
1,10	-0,16	3,289392189	900,00	200,00	36,55	10,36
1,27	-0,19	3,667570907	900,00	200,00	40,76	11,52
1,46	-0,23	4,09918888	900,00	200,00	45,55	12,83
1,72	-0,29	4,497235588	900,00	200,00	49,98	14,03
1,99	-0,35	4,903754373	900,00	200,00	54,49	15,24
2,29	-0,40	5,337345054	900,00	200,00	59,31	16,52
2,63	-0,47	5,73167532	900,00	200,00	63,69	17,66
3,00	-0,55	6,153993384	900,00	200,00	68,38	18,88
3,38	-0,60	6,585928399	900,00	200,00	73,18	20,10
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
3,76	-0,64	6,986035882	900,00	200,00	77,63	21,21

4,20	-0,70	7,25173501	900,00	200,00	80,58	21,94
4,61	-0,75	7,57289894	900,00	200,00	84,15	22,82
5,04	-0,80	7,966806484	900,00	200,00	88,53	23,88
5,46	-0,85	8,364113426	900,00	200,00	92,94	24,92
5,89	-0,90	8,708703266	900,00	200,00	96,77	25,82
6,48	-1,03	9,140145104	900,00	200,00	101,56	26,92
6,91	-1,07	9,579072665	900,00	200,00	106,44	28,02
7,37	-1,11	9,972134762	900,00	200,00	110,81	28,99
7,82	-1,17	10,30044976	900,00	200,00	114,46	29,78
8,18	-1,20	10,65180317	900,00	200,00	118,36	30,62
8,65	-1,27	11,01860359	900,00	200,00	122,43	31,47
9,01	-1,30	11,23220209	900,00	200,00	124,81	31,97
9,35	-1,33	11,44470855	900,00	200,00	127,17	32,45
9,72	-1,36	11,78301038	900,00	200,00	130,93	33,21
10,07	-1,39	12,11347422	900,00	200,00	134,60	33,94
10,44	-1,42	12,47578321	900,00	200,00	138,63	34,73
10,78	-1,46	12,81875261	900,00	200,00	142,44	35,46
11,13	-1,50	13,12649508	900,00	200,00	145,86	36,10
11,49	-1,54	13,35393776	900,00	200,00	148,38	36,57
11,85	-1,56	13,57986568	900,00	200,00	150,89	37,03
12,24	-1,58	13,67187843	900,00	200,00	151,92	37,22
12,65	-1,60	13,90115291	900,00	200,00	154,46	37,68
13,02	-1,62	14,06395417	900,00	200,00	156,27	38,00
13,38	-1,64	14,32125167	900,00	200,00	159,13	38,51
13,76	-1,66	14,48711768	900,00	200,00	160,97	38,83
14,12	-1,64	14,6323407	900,00	200,00	162,59	39,11
14,48	-1,66	14,70115651	900,00	200,00	163,35	39,24

14,86	-1,66	14,82903027	900,00	200,00	164,77	39,48
15,24	-1,66	14,95322282	900,00	200,00	166,15	39,72
15,62	-1,67	15,09476463	900,00	200,00	167,73	39,98
16,01	-1,67	15,20727944	900,00	200,00	168,98	40,19
16,41	-1,67	15,36722732	900,00	200,00	170,75	40,49
16,81	-1,67	15,51280262	900,00	200,00	172,37	40,76
17,23	-1,67	15,49143748	900,00	200,00	172,13	40,72
17,61	-1,67	15,67863339	900,00	200,00	174,21	41,06
17,99	-1,66	15,88252687	900,00	200,00	176,48	41,42
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
18,37	-1,66	16,02517833	900,00	200,00	178,06	41,68
18,75	-1,66	16,07653919	900,00	200,00	178,63	41,77
19,13	-1,66	16,15273505	900,00	200,00	179,48	41,90
19,52	-1,66	16,24620971	900,00	200,00	180,52	42,07
19,90	-1,65	16,29424163	900,00	200,00	181,05	42,15
20,27	-1,64	16,44712651	900,00	200,00	182,75	42,42
20,67	-1,64	16,51511449	900,00	200,00	183,51	42,54
21,11	-1,59	16,35928816	900,00	200,00	181,78	42,27
21,49	-1,59	16,56140267	900,00	200,00	184,02	42,62
21,87	-1,59	16,68194923	900,00	200,00	185,36	42,82
22,27	-1,57	16,76991088	900,00	200,00	186,34	42,97
22,70	-1,53	16,79502768	900,00	200,00	186,62	43,02
23,08	-1,53	16,86852867	900,00	200,00	187,43	43,14
23,45	-1,53	16,9942712	900,00	200,00	188,83	43,35
23,85	-1,52	17,05753877	900,00	200,00	189,53	43,46

24,38	-1,52	17,1517532	900,00	200,00	190,58	43,62
24,77	-1,50	17,25377039	900,00	200,00	191,71	43,79
25,16	-1,48	17,37606068	900,00	200,00	193,07	43,99
25,63	-1,43	17,23136606	900,00	200,00	191,47	43,75
26,03	-1,42	17,17239618	900,00	200,00	190,81	43,65
26,47	-1,39	17,10384457	900,00	200,00	190,05	43,54
26,86	-1,37	17,27524121	900,00	200,00	191,95	43,82
27,25	-1,36	17,34754448	900,00	200,00	192,76	43,94
27,81	-1,31	17,10868828	900,00	200,00	190,10	43,55
28,18	-1,31	17,24987782	900,00	200,00	191,67	43,78
28,58	-1,30	17,37063574	900,00	200,00	193,01	43,98
28,99	-1,28	17,4229125	900,00	200,00	193,59	44,07
29,48	-1,27	17,43707373	900,00	200,00	193,75	44,09
29,94	-1,26	17,32133564	900,00	200,00	192,47	43,90
30,40	-1,21	16,97871851	900,00	200,00	188,66	43,33
30,86	-1,20	17,11305641	900,00	200,00	190,15	43,55
31,31	-1,18	17,1903443	900,00	200,00	191,01	43,68
31,76	-1,15	17,25023008	900,00	200,00	191,68	43,78
32,20	-1,13	17,1450777	900,00	200,00	190,51	43,61
32,67	-1,09	17,28799335	900,00	200,00	192,09	43,84
33,13	-1,11	16,89121482	900,00	200,00	187,69	43,18
33,60	-1,11	16,84492663	900,00	200,00	187,17	43,10
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
34,08	-1,09	16,98400255	900,00	200,00	188,72	43,34
34,57	-1,05	16,84011815	900,00	200,00	187,12	43,09

34,99	-1,05	16,86928605	900,00	200,00	187,44	43,14
35,45	-1,04	16,98444289	900,00	200,00	188,72	43,34
35,90	-1,03	16,99944956	900,00	200,00	188,89	43,36
36,35	-1,02	17,02817712	900,00	200,00	189,21	43,41
36,86	-0,99	17,07996071	900,00	200,00	189,78	43,50
37,33	-0,95	16,95791701	900,00	200,00	188,43	43,29
37,80	-0,94	17,0860902	900,00	200,00	189,85	43,51
38,27	-0,92	17,0964293	900,00	200,00	189,97	43,53
38,83	-0,87	16,94967391	900,00	200,00	188,34	43,28
39,27	-0,86	17,05776775	900,00	200,00	189,54	43,46
39,72	-0,84	17,06629266	900,00	200,00	189,63	43,48
40,23	-0,81	16,9109419	900,00	200,00	187,91	43,21
40,76	-0,77	16,76305924	900,00	200,00	186,26	42,96
41,23	-0,77	16,7121211	900,00	200,00	185,70	42,88
41,80	-0,78	16,62167595	900,00	200,00	184,69	42,72
42,25	-0,76	16,4960391	900,00	200,00	183,30	42,50
42,74	-0,74	16,49521127	900,00	200,00	183,29	42,50
43,21	-0,72	16,54477556	900,00	200,00	183,84	42,59
43,70	-0,70	16,3975446	900,00	200,00	182,20	42,33
44,25	-0,66	16,37357268	900,00	200,00	181,93	42,29
44,74	-0,63	16,38259077	900,00	200,00	182,03	42,31
45,24	-0,61	16,44904638	900,00	200,00	182,77	42,42
45,84	-0,59	16,42289038	900,00	200,00	182,48	42,38
46,28	-0,56	16,37767662	900,00	200,00	181,98	42,30
46,77	-0,53	16,36807728	900,00	200,00	181,87	42,28
47,30	-0,48	16,18503814	900,00	200,00	179,84	41,96
47,83	-0,43	16,01897839	900,00	200,00	177,99	41,67

48,32	-0,40	16,01848521	900,00	200,00	177,99	41,67
48,86	-0,38	15,82898194	900,00	200,00	175,88	41,33
49,37	-0,37	15,81298891	900,00	200,00	175,71	41,30
49,87	-0,34	15,75741843	900,00	200,00	175,09	41,20
50,32	-0,32	15,70138999	900,00	200,00	174,47	41,10
50,32	-0,32	15,70138999	900,00	200,00	174,47	41,10

Tableau G.5 : Résultats des essais de cisaillement direct sur le ratio 3,6-1 avec une contrainte normale de 400 kPa

Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm ²)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
0,00	0,00	0,10765174	900,00	400,00	0,00	0,00
-0,01	0,00	0,1005359	900,00	400,00	-0,08	-0,01
0,00	0,00	0,112424989	900,00	400,00	0,05	0,01
0,00	0,00	0,114838034	900,00	400,00	0,08	0,01
-0,01	0,00	0,114080655	900,00	400,00	0,07	0,01
-0,01	0,00	0,114415311	900,00	400,00	0,08	0,01
0,01	0,00	0,117709029	900,00	400,00	0,11	0,02
0,00	0,00	0,116863583	900,00	400,00	0,10	0,01
-0,01	0,00	0,11918856	900,00	400,00	0,13	0,02
0,01	0,00	0,116722675	900,00	400,00	0,10	0,01
0,00	0,00	0,112284081	900,00	400,00	0,05	0,01
0,00	0,00	0,136097487	900,00	400,00	0,32	0,05
0,01	0,00	0,161408037	900,00	400,00	0,60	0,09
0,01	0,00	0,220078491	900,00	400,00	1,25	0,18
0,02	0,00	0,290884622	900,00	400,00	2,04	0,29
0,03	0,00	0,379180925	900,00	400,00	3,02	0,43
0,07	0,00	0,476460095	900,00	400,00	4,10	0,59
0,11	0,00	0,59617882	900,00	400,00	5,43	0,78
0,17	0,00	0,753713656	900,00	400,00	7,18	1,03
0,22	0,00	0,972948462	900,00	400,00	9,61	1,38
0,30	0,00	1,272306922	900,00	400,00	12,94	1,85
0,38	0,00	1,675056425	900,00	400,00	17,42	2,49

0,50	0,00	2,229915816	900,00	400,00	23,58	3,37
0,62	0,00	2,905991078	900,00	400,00	31,09	4,44
0,79	0,00	3,685210793	900,00	400,00	39,75	5,68
0,97	-0,02	4,485214398	900,00	400,00	48,64	6,93
1,17	-0,06	5,348309436	900,00	400,00	58,23	8,28
1,41	-0,14	6,267415295	900,00	400,00	68,44	9,71
1,68	-0,18	7,264266991	900,00	400,00	79,52	11,24
2,04	-0,27	8,259780063	900,00	400,00	90,58	12,76
2,36	-0,33	9,301105759	900,00	400,00	102,15	14,33
2,77	-0,39	10,17797453	900,00	400,00	111,89	15,63
3,15	-0,51	10,89207726	900,00	400,00	119,83	16,68
3,49	-0,53	11,7547848	900,00	400,00	129,41	17,93
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
3,84	-0,60	12,47714825	900,00	400,00	137,44	18,96
4,21	-0,64	13,37444864	900,00	400,00	147,41	20,23
4,66	-0,69	13,96703607	900,00	400,00	153,99	21,06
5,05	-0,74	14,52194831	900,00	400,00	160,16	21,82
5,45	-0,81	15,0864951	900,00	400,00	166,43	22,59
5,86	-0,84	15,70664761	900,00	400,00	173,32	23,43
6,28	-0,87	16,03985915	900,00	400,00	177,02	23,87
6,68	-0,94	16,52112949	900,00	400,00	182,37	24,51
7,07	-0,95	17,14008428	900,00	400,00	189,25	25,32
7,43	-0,98	17,56680571	900,00	400,00	193,99	25,87
7,84	-0,99	18,20427225	900,00	400,00	201,07	26,69
8,33	-1,03	18,84864328	900,00	400,00	208,23	27,50

8,73	-1,05	19,43890573	900,00	400,00	214,79	28,23
9,13	-1,07	19,90187567	900,00	400,00	219,94	28,80
9,60	-1,10	20,56243347	900,00	400,00	227,28	29,60
9,99	-1,12	21,1211326	900,00	400,00	233,48	30,27
10,38	-1,14	21,6064188	900,00	400,00	238,88	30,85
10,78	-1,17	22,09686575	900,00	400,00	244,32	31,42
11,20	-1,23	22,65091492	900,00	400,00	250,48	32,05
11,57	-1,25	23,39899403	900,00	400,00	258,79	32,90
12,00	-1,26	23,92660539	900,00	400,00	264,66	33,49
12,39	-1,28	24,58950578	900,00	400,00	272,02	34,22
12,77	-1,31	25,15392928	900,00	400,00	278,29	34,83
13,16	-1,33	25,71608065	900,00	400,00	284,54	35,43
13,59	-1,36	26,40601771	900,00	400,00	292,20	36,15
13,96	-1,38	27,00383634	900,00	400,00	298,85	36,76
14,32	-1,46	27,60894695	900,00	400,00	305,57	37,38
14,64	-1,47	28,27017406	900,00	400,00	312,92	38,04
15,01	-1,48	28,73740646	900,00	400,00	318,11	38,49
15,33	-1,50	29,19495145	900,00	400,00	323,19	38,94
15,62	-1,50	29,63273414	900,00	400,00	328,06	39,36
15,95	-1,51	30,07104523	900,00	400,00	332,93	39,77
16,23	-1,52	30,27062341	900,00	400,00	335,14	39,96
16,54	-1,56	29,58047499	900,00	400,00	327,48	39,31
16,86	-1,56	30,18819239	900,00	400,00	334,23	39,88
17,16	-1,57	30,50771827	900,00	400,00	337,78	40,18
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle

17,45	-1,58	30,71208731	900,00	400,00	340,05	40,37
17,73	-1,58	30,89796221	900,00	400,00	342,11	40,54
18,01	-1,58	31,12487649	900,00	400,00	344,64	40,75
18,28	-1,59	31,40544138	900,00	400,00	347,75	41,00
18,53	-1,60	31,67661829	900,00	400,00	350,77	41,25
18,79	-1,60	31,84465076	900,00	400,00	352,63	41,40
19,07	-1,60	32,01738601	900,00	400,00	354,55	41,55
19,32	-1,60	32,2953265	900,00	400,00	357,64	41,80
19,57	-1,61	32,4229889	900,00	400,00	359,06	41,91
19,87	-1,63	32,74772836	900,00	400,00	362,67	42,20
20,08	-1,63	33,08271886	900,00	400,00	366,39	42,49
20,32	-1,63	33,24625989	900,00	400,00	368,21	42,63
20,56	-1,63	33,21314657	900,00	400,00	367,84	42,60
20,80	-1,63	33,18262244	900,00	400,00	367,50	42,58
21,04	-1,63	33,28860266	900,00	400,00	368,68	42,67
21,29	-1,63	33,41378156	900,00	400,00	370,07	42,77
21,53	-1,64	33,61649494	900,00	400,00	372,32	42,95
21,77	-1,64	33,83918198	900,00	400,00	374,79	43,14
22,00	-1,64	33,93690149	900,00	400,00	375,88	43,22
22,22	-1,65	34,08374495	900,00	400,00	377,51	43,34
22,44	-1,65	34,21260506	900,00	400,00	378,94	43,45
22,66	-1,67	34,40261913	900,00	400,00	381,06	43,61
22,85	-1,68	34,62292836	900,00	400,00	383,50	43,79
23,06	-1,68	34,71598029	900,00	400,00	384,54	43,87
23,26	-1,68	34,84998354	900,00	400,00	386,03	43,98
23,46	-1,68	34,84631994	900,00	400,00	385,99	43,98
23,65	-1,68	35,02400458	900,00	400,00	387,96	44,12

23,85	-1,68	35,04036749	900,00	400,00	388,14	44,14
24,05	-1,68	35,12101955	900,00	400,00	389,04	44,20
24,23	-1,68	35,27939983	900,00	400,00	390,80	44,33
24,42	-1,67	35,27080446	900,00	400,00	390,70	44,33
24,60	-1,67	35,39136863	900,00	400,00	392,04	44,42
24,77	-1,68	35,49611591	900,00	400,00	393,21	44,51
24,95	-1,66	35,65211837	900,00	400,00	394,94	44,64
25,13	-1,66	35,2760885	900,00	400,00	390,76	44,33
25,32	-1,65	35,30441095	900,00	400,00	391,08	44,35
25,51	-1,65	35,41130707	900,00	400,00	392,26	44,44
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
25,69	-1,65	35,55911928	900,00	400,00	393,91	44,56
25,88	-1,64	35,52479063	900,00	400,00	393,52	44,53
26,08	-1,64	35,59025988	900,00	400,00	394,25	44,59
26,26	-1,64	35,6844567	900,00	400,00	395,30	44,66
26,45	-1,63	35,81442646	900,00	400,00	396,74	44,77
26,66	-1,62	35,73708573	900,00	400,00	395,88	44,70
26,86	-1,62	35,74138342	900,00	400,00	395,93	44,71
27,06	-1,61	35,96526818	900,00	400,00	398,42	44,89
27,29	-1,61	36,0630053	900,00	400,00	399,50	44,96
27,49	-1,61	36,09280728	900,00	400,00	399,84	44,99
27,62	-1,60	35,9663426	900,00	400,00	398,43	44,89
27,77	-1,60	35,95899778	900,00	400,00	398,35	44,88
27,90	-1,60	36,01437452	900,00	400,00	398,96	44,93
28,05	-1,59	36,03024425	900,00	400,00	399,14	44,94

28,20	-1,59	36,05615366	900,00	400,00	399,43	44,96
28,32	-1,59	36,13796821	900,00	400,00	400,34	45,02
28,46	-1,59	36,13099328	900,00	400,00	400,26	45,02
28,58	-1,58	36,17883145	900,00	400,00	400,79	45,06
28,71	-1,58	36,21201522	900,00	400,00	401,16	45,08
28,84	-1,57	36,24463536	900,00	400,00	401,52	45,11
28,98	-1,57	36,37552102	900,00	400,00	402,98	45,21
29,15	-1,56	36,38341185	900,00	400,00	403,06	45,22
29,32	-1,55	36,45379526	900,00	400,00	403,85	45,27
29,47	-1,55	36,50283115	900,00	400,00	404,39	45,31
29,61	-1,54	36,45710659	900,00	400,00	403,88	45,28
29,77	-1,54	36,55223692	900,00	400,00	404,94	45,35
29,90	-1,54	36,56435498	900,00	400,00	405,07	45,36
30,06	-1,52	36,59436833	900,00	400,00	405,41	45,38
30,22	-1,52	36,49705393	900,00	400,00	404,33	45,31
30,36	-1,52	36,35975697	900,00	400,00	402,80	45,20
30,52	-1,52	36,52433719	900,00	400,00	404,63	45,33

Tableau G.6 : Résultats des essais de cisaillement direct sur le ratio 3,6-1 avec une contrainte normale de 800 kPa

Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm ²)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
0,00	0,00	0,006601527	900,00	800,00	0,00	0,00
0,01	0,00	0,010458876	900,00	800,00	-0,04	0,00
0,00	0,00	0,00726027	900,00	800,00	0,15	0,01
0,01	0,00	0,025190778	900,00	800,00	0,35	0,03
0,02	0,00	0,044882633	900,00	800,00	0,57	0,04
0,03	0,00	0,100276982	900,00	800,00	1,19	0,09
0,08	0,00	0,220383204	900,00	800,00	2,52	0,18
0,17	0,00	0,430987411	900,00	800,00	4,86	0,35
0,27	-0,01	0,800465078	900,00	800,00	8,97	0,64
0,47	-0,02	1,630658162	900,00	800,00	18,19	1,30
0,81	-0,04	3,201321338	900,00	800,00	35,64	2,55
1,25	-0,08	5,291511294	900,00	800,00	58,87	4,21
1,84	-0,17	7,549416668	900,00	800,00	83,96	5,99
3,13	-0,50	12,97564984	900,00	800,00	144,25	10,22
3,82	-0,67	15,13264767	900,00	800,00	168,21	11,87
4,54	-0,89	17,14757528	900,00	800,00	190,60	13,40
5,23	-1,06	19,12907254	900,00	800,00	212,62	14,88
5,83	-1,14	20,43225763	900,00	800,00	227,10	15,85
6,44	-1,23	21,94088618	900,00	800,00	243,86	16,95
7,10	-1,34	23,47468438	900,00	800,00	260,90	18,06
7,62	-1,46	25,21630385	900,00	800,00	280,25	19,31
8,17	-1,57	26,76079341	900,00	800,00	297,42	20,39
8,64	-1,60	28,00219047	900,00	800,00	311,21	21,26
9,12	-1,64	29,29281715	900,00	800,00	325,55	22,14

9,54	-1,76	30,21914453	900,00	800,00	335,84	22,77
10,27	-1,83	32,3600965	900,00	800,00	359,63	24,21
10,63	-1,88	32,77690154	900,00	800,00	364,26	24,48
11,01	-1,92	33,61382297	900,00	800,00	373,56	25,03
11,31	-1,95	34,58744251	900,00	800,00	384,38	25,66
11,60	-1,98	35,36271681	900,00	800,00	392,99	26,16
11,90	-2,11	36,17934752	900,00	800,00	402,07	26,68
12,13	-2,13	36,84568254	900,00	800,00	409,47	27,11
12,35	-2,15	37,35501112	900,00	800,00	415,13	27,43
12,54	-2,16	37,86150394	900,00	800,00	420,76	27,74
12,75	-2,19	37,97167616	900,00	800,00	421,98	27,81
12,92	-2,26	38,12597012	900,00	800,00	423,70	27,91
13,04	-2,27	38,39101755	900,00	800,00	426,64	28,07
Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
13,19	-2,27	38,91401418	900,00	800,00	432,45	28,39
13,35	-2,29	39,24557006	900,00	800,00	436,14	28,60
13,50	-2,31	39,50151133	900,00	800,00	438,98	28,75
13,65	-2,32	39,89865975	900,00	800,00	443,39	29,00
13,83	-2,34	40,4135718	900,00	800,00	449,11	29,31
13,99	-2,35	40,84290002	900,00	800,00	453,88	29,57
14,15	-2,38	41,05762578	900,00	800,00	456,27	29,70
14,35	-2,40	41,6170999	900,00	800,00	462,49	30,03
14,52	-2,41	42,06858586	900,00	800,00	467,50	30,30
14,67	-2,42	42,42444832	900,00	800,00	471,46	30,51
14,83	-2,43	42,76086551	900,00	800,00	475,19	30,71
14,98	-2,45	42,92570993	900,00	800,00	477,03	30,81
15,14	-2,38	43,06429268	900,00	800,00	478,57	30,89

15,37	-2,58	43,73143792	900,00	800,00	485,98	31,28
15,52	-2,60	44,14026406	900,00	800,00	490,52	31,51
15,65	-2,60	44,53778237	900,00	800,00	494,94	31,74
15,78	-2,62	44,84883617	900,00	800,00	498,39	31,92
15,90	-2,63	45,11691311	900,00	800,00	501,37	32,08
16,05	-2,72	45,35502955	900,00	800,00	504,02	32,21
16,13	-2,73	45,60189989	900,00	800,00	506,76	32,35
16,22	-2,74	45,81058423	900,00	800,00	509,08	32,47
16,29	-2,67	45,61065378	900,00	800,00	506,86	32,36
16,36	-2,68	45,62312411	900,00	800,00	507,00	32,36
16,40	-2,68	45,68524681	900,00	800,00	507,69	32,40
16,46	-2,68	45,76471876	900,00	800,00	508,57	32,44
16,49	-2,69	45,5495879	900,00	800,00	506,18	32,32
16,49	-2,69	45,2851041	900,00	800,00	503,24	32,17
16,64	-2,69	46,73684115	900,00	800,00	519,37	32,99
16,91	-2,70	47,82549423	900,00	800,00	531,47	33,60
17,18	-2,70	48,61482408	900,00	800,00	540,24	34,03
17,45	-2,71	49,26187235	900,00	800,00	547,43	34,38
17,56	-2,74	48,94192374	900,00	800,00	543,87	34,21
17,63	-2,75	48,97961656	900,00	800,00	544,29	34,23
18,12	-2,75	51,28951689	900,00	800,00	569,96	35,47
18,72	-2,78	52,4408739	900,00	800,00	582,75	36,07
19,34	-2,81	53,62090564	900,00	800,00	595,86	36,68
20,01	-2,89	54,93781162	900,00	800,00	610,49	37,35
20,56	-2,92	55,71872222	900,00	800,00	619,17	37,74
21,05	-2,95	56,37980843	900,00	800,00	626,52	38,07
21,56	-2,97	56,90786012	900,00	800,00	632,38	38,33

Corrected Shear Disp (mm)	Corrected Axial Disp (mm)	Shear Load (kN)	Area (cm2)	s _n (kPa)	t (kPa)	Mobilized Phi angle
22,04	-2,99	57,60244714	900,00	800,00	640,10	38,66
22,52	-3,02	57,96510839	900,00	800,00	644,13	38,84
23,42	-3,15	59,99726198	900,00	800,00	666,71	39,81
24,22	-3,18	61,03228205	900,00	800,00	678,21	40,29
25,07	-3,22	61,7242975	900,00	800,00	685,90	40,61
25,85	-3,25	62,31841731	900,00	800,00	692,50	40,88
26,58	-3,33	63,41397486	900,00	800,00	704,67	41,37
27,21	-3,35	63,99720955	900,00	800,00	711,15	41,64
27,75	-3,37	64,31247297	900,00	800,00	714,66	41,78
28,58	-3,36	64,81031757	900,00	800,00	720,19	41,99
29,41	-3,37	65,31793765	900,00	800,00	725,83	42,22
30,27	-3,36	65,58937877	900,00	800,00	728,84	42,34
31,07	-3,34	66,18041622	900,00	800,00	735,41	42,59
31,89	-3,33	66,66762229	900,00	800,00	740,82	42,80
32,78	-3,32	66,81247543	900,00	800,00	742,43	42,86
33,61	-3,30	67,20546707	900,00	800,00	746,80	43,03
34,44	-3,28	67,19382457	900,00	800,00	746,67	43,03
35,31	-3,25	67,40414696	900,00	800,00	749,01	43,11
36,15	-3,23	67,95402174	900,00	800,00	755,12	43,35
36,97	-3,22	68,20457329	900,00	800,00	757,90	43,45
36,15	-3,23	67,95402174	900,00	800,00	755,12	43,35
36,97	-3,22	68,20457329	900,00	800,00	757,90	43,45

ANNEXE H – RÉSULTATS DES ESSAI DE CONDUCTIVITÉ HYDRAULIQUE SATURÉE SUR LES FRACTIONS 0-50 MM

Tableau H.1 : Paramètres hydrogéologiques sur les ratios de fractions 0-50 mm

	C_w	k_{sat} Essai #1	k_{sat} Essai #2	k_{sat} Essai #3	k_{sat} moyen (cm/s)	Gradient initial
Ratio 2,4-1	68%	3,30E-05	3,35E-05	3,54E-05	3,4E-05	1,7
	75%	1,78E-05	1,05E-05	1,27E-05	1,4E-05	1,6
	78%	6,55E-06	6,11E-06	4,75E-06	5,8E-06	2,5
Ratio 3-1	75%	1,91E-05	1,67E-05	1,76E-05	1,8E-05	2,5
Ratio 3,6-1	70%	2,21E-05	2,10E-05	1,41E-05	1,9E-05	2,6
	75%	9,71E-06	8,12E-06	9,93E-06	9,3E-06	2,3
Ratio 4,8-1	75%	7,96E-06	7,55E-06	6,81E-06	7,4E-06	2,8

ANNEXE I – ESSAIS DE CONDUCTIVITÉ SUR LES MÉLANGES **PASTE ROCK DE FRACTION 0-20 MM**

Tableau I.1 : Paramètres hydrogéologiques sur les ratios de fractions 0-20 mm

	ksat Essai #1	ksat Essai #2	ksat Essai #3	ksat moyen (cm/s)	Masse recueillie (g)	Gradient initial	k/k₀
Ratio 2,4-1 #1	3,21E-03	5,83E-03	7,15E-03	5,40E-03	0	2,9	1
	5,34E-03	6,28E-03	6,46E-03	6,03E-03	0,4	3,6	1,1
	6,47E-03	6,76E-03	6,76E-03	6,66E-03	0,7	4,3	1,2
	6,20E-03	6,76E-03	6,82E-03	6,59E-03	0,7	5,3	1,2
	5,53E-03	5,81E-03	6,04E-03	5,79E-03	0,9	7	1,1
Ratio 2,4-1 #2	1,12E-03	1,47E-03	2,42E-03	1,67E-03	0	2,6	1,0
	4,73E-03	5,23E-03	5,66E-03	5,21E-03	0,1	3,7	3,1
	5,01E-03	5,43E-03	5,56E-03	5,33E-03	0,1	4,3	3,2
	5,58E-03	5,58E-03	6,20E-03	5,79E-03	0,4	5,4	3,5
	5,75E-03	5,82E-03	5,98E-03	5,85E-03	1,1	7,1	3,5
Ratio 3-1 #1	8,06E-04	4,64E-04	4,90E-04	5,87E-04	0	2,6	1,0
	6,20E-04	1,20E-03	1,08E-03	9,69E-04	0	3,3	1,7
	3,10E-03	4,54E-03	4,98E-03	4,21E-03	0,1	4,0	7,2
	5,46E-03	5,27E-03	5,70E-03	5,48E-03	0,9	5,4	9,3
	5,17E-03	5,28E-03	5,35E-03	5,27E-03	0,9	7,1	9,0
Ratio 3-1 #2	1,82E-03	2,85E-03	2,94E-03	2,53E-03	0	2,6	1,0
	1,93E-03	1,74E-03	1,69E-03	1,79E-03	0	3,2	0,7
	4,24E-03	4,45E-03	4,50E-03	4,40E-03	0,1	4,2	1,7
	4,80E-03	4,88E-03	4,93E-03	4,87E-03	1,3	5,2	1,9
	4,67E-03	5,31E-03	5,17E-03	5,05E-03	3,2	6,9	2,0
Ratio 3,6-1 #1	6,56E-03	8,10E-03	4,94E-03	6,53E-03	0,01	3,0	1,0
	6,38E-03	6,56E-03	6,71E-03	6,55E-03	0,02	3,6	1,0
	5,26E-03	5,71E-03	5,71E-03	5,56E-03	0,3	4,3	0,8
	5,50E-03	5,55E-03	5,50E-03	5,52E-03	1,1	5,4	0,8

	5,25E-03	5,51E-03	5,32E-03	5,36E-03	1,1	7,1	0,8
	3,82E-03	3,94E-03	3,82E-03	3,86E-03	0	2,6	1,0
	3,57E-03	4,83E-03	4,83E-03	4,41E-03	0	3,3	1,1
Ratio 3,6-1 #2	5,09E-03	5,32E-03	5,44E-03	5,29E-03	0,1	4,3	1,4
	5,36E-03	5,75E-03	6,01E-03	5,71E-03	1,4	5,4	1,5